

O'zbekiston

ISSN 2181-7383

KONCHILIK XAVARNOMASI

2

№ 93

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

Aprel-iyun 2023

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

УЗБЕКИСТАНА

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК Узбекистана № 2 (93) Апрель-Июнь 2023

O'zbekiston KONCHILIK XAVARNOMASI



ЭКСПЕРТЫ В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

МНОГОФУНКЦИОНАЛЬНОСТЬ В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Multimec MF 100

Система быстросъемных кассет – идеальное решение в подземных горных работах требующих быструю замену функциональности самоходной машины для разных задач (мобильная мастерская, генератор, бетоно-насос и т.д.)



С100 КАССЕТА-МАСТЕРСКАЯ

- > Кассета может использоваться автономно. Если шасси (Multimec) используется в других работах
- > Опционально может оборудоваться дизель-генератором

Кассета-мастерская включает в себя:

- > Сварочный аппарат
- > Рабочая зона со столешницей
- > Заточной, обжимной станок для РВД
- > Компрессор, генератор, моечная машина
- > Стандартный набор инструментов и т.д.



СООБЩИТЕ НАМ СВОИ ПОТРЕБНОСТИ!

Normet International Ltd.

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

O'zbekiston KONCHILIK XABARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

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

Ta'isichilar:

«Navoiy kon-metallurgiya kombinati» AJ, Navoiy davlat konchilik va texnologiyalar universiteti, O'zbekiston geotexnologiya va rangli metallurgiya ilmiy-tadqiqot va qidiruv-loyihalashtirish instituti «O'zGEORANGMETLIT» MChJ

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

«Navoiy KMK» AJ, «Olmaliq KMK» AJ, «O'zGEORANGMETLIT» MChJ

Bosh muharrir:

U.Z. Sharafutdinov

Bosh muharrir o'rinbosari:

Sh.Sh. Alikulov

Texnik va badiiy muharrir:

F.Yu. Zairova

Bo'limlar bo'yicha tahrir hay'ati tarkibi: *geotexnologiya* – Rakishev B.R. (Qozog'iston), Shashenko A.N. (Ukraina), Zairov Sh.Sh. (O'zbekiston), Misliboev I.T. (O'zbekiston), Nosirov U.F. (O'zbekiston), Raimjanov B.R. (O'zbekiston), Umarov F.Ya. (O'zbekiston); *geologiya* – Belin V.A. (Rossiya), Akbarov X.A. (O'zbekiston), Snitka N.P. (O'zbekiston), Turesebekov A.X. (O'zbekiston); *boyitish va metallurgiya* – Dementiev V.E. (Rossiya), Abdurahmonov S.A. (O'zbekiston), Sanaqulov K. (O'zbekiston), Ergashev U.A. (O'zbekiston), Yoqubov M.M. (O'zbekiston); *ilmiy va laboratoriya tadqiqotlari* – Mishina O.V. (Germaniya), Mustaqimov O.M. (O'zbekiston), Muxiddinov B.F. (O'zbekiston), Nurmurodov T.I. (O'zbekiston), Sagdiyeva M.G. (O'zbekiston), Xamidov X.I. (O'zbekiston); *elektroenergetika sanoati* – Tabakman I.B. (Kanada), Mahmudov A.M. (O'zbekiston); *ekologiya* – Vorobyov A.G. (Rossiya), Gulyamov B.V. (O'zbekiston), Raziqov Z.A. (Tojikiston), Raxmatov A.B. (O'zbekiston); *iqtisod* – Vorobyov A.E. (Rossiya)

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» AJ Innovatsion markazi
Tel.: +99879 227-81-59

E-mail: FY.Zairova@ngmk.uz, U.Sharafutdinov@ngmk.uz

Web-sayt: <http://www.gorniyvestnik.uz>

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 JAMGARMAS!» DM bosmaxonasida
210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi, 25 uy
Tel.: +99879 227-75-56

Nashr etishga 29.05.2023 y. imzolandi

A3 formatda. Adadi 100 nusxa

© O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2023

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

Учредители:

АО «Навоийский горно-металлургический комбинат», Навоийский государственный горно-технологический университет, Узбекский научно-исследовательский и проектно-исследовательский институт геотехнологии и цветной металлургии ООО «O'zGEORANGMETLIT»

При финансовой поддержке:

АО «Навоийский ГМК», АО «Алмалыкский ГМК», ООО «O'zGEORANGMETLIT»

Главный редактор:

Шарафутдинов У.З.

Зам. главного редактора:

Аликulov Ш.Ш.

Технический и художественный редактор:

Зайрова Ф.Ю.

Состав редколлегии по разделам: *геотехнология* – Ракишев Б.Р. (Казахстан), Шашенко А.Н. (Украина), Заиров Ш.Ш. (Узбекистан), Мислибоев И.Т. (Узбекистан), Носиров У.Ф. (Узбекистан), Раимжанов Б.Р. (Узбекистан), Умаров Ф.Я. (Узбекистан); *геология* – Белин В.А. (Россия), Акбаров Х.А. (Узбекистан), Снитка Н.П. (Узбекистан), Турсебеков А.Х. (Узбекистан); *обогащение и металлургия* – Деметьев В.Е. (Россия), Абдурахмонов С.А. (Узбекистан), Санакулов К. (Узбекистан), Эргашев У.А. (Узбекистан), Якубов М.М. (Узбекистан); *научно-лабораторные изыскания* – Мишина О.В. (Германия), Мустакимов О.М. (Узбекистан), Мухиддинов Б.Ф. (Узбекистан), Нурмуродов Т.И. (Узбекистан), Сагдиева М.Г. (Узбекистан), Хамидов Х.И. (Узбекистан); *электроэнергетика* – Табакман И.Б. (Канада), Махмудов А.М. (Узбекистан); *экология* – Воробьев А.Г. (Россия), Гулямов Б.В. (Узбекистан), Разыков З.А. (Таджикистан), Рахматов А.Б. (Узбекистан); *экономика* – Воробьев А.Е. (Россия)

Журнал зарегистрирован в Узбекском Агентстве по печати и информации. Регистрационное свидетельство за № 0033 от 13 декабря 2006 г. ISSN 2181-7383 per. № 01-22/37 S от 09.07.2013 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210100, г. Навои, ул. Навои, 27
Инновационный центр АО «НГМК»
Тел.: +99879 227-81-59

E-mail: FY.Zairova@ngmk.uz, U.Sharafutdinov@ngmk.uz

Веб-сайт: <http://www.gorniyvestnik.uz>

Обложка, дизайн, компьютерная вёрстка:

Зайрова Ф.Ю.

Ответственный за публикацию и обновление электронной

формы журнала:

Шарафутдинов У.З.

Отпечатано:

в типографии ГУ «ФОНД НГМК»
210100, г. Навои, ул. Южная, 25
Тел.: +99879 227-75-56

Подписано в печать 29.05.2023 г.

Формат А3. Тираж 100 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2023

ISSN 2181-7383



4 780010 201760 >

MUNDARIJA / ОГЛАВЛЕНИЕ

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

Хакимов Ш.И., Гиязов О.М., Кобилов О.С., Нурматов Х.А. Обоснование эффективности управления массивом горных пород с использованием твердеющей закладки в сложных горно-геологических условиях..... 4

Umarov F.Ya., Zairov Sh.Sh., Fathiddinov A.U. Karyerlarda portlatish ishlarini olib borish va zarar yetkazuvchi omilning kattaligini boshqarish uchun kompleks xavfsizlik tizimi..... 9

Насиров У.Ф., Заирова Ф.Ю., Равшанова М.Х., Мехмонов М.Р. Исследование влияния взрывных работ в приконтурной зоне карьера на состояние откосов уступов..... 14

Назаров З.С., Ермекбоев У.Б., Гиязов О.М. Технология подготовки к отработке добычных блоков при выемке фосфопласта на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения..... 18

Махмудов А.М. Исследование энергетических параметров разрушения горных пород клиновидным инструментом..... 23

Jiyanov A.B., Sharipov L.O. Amantaytau koni tog' jinslarining bir o'q bo'ylab siqilish va cho'zilishga mustahkamlik ko'rsatkichlarini aniqlash..... 27

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Ишбаев Х.Д., Ахмеджанов Б.А., Ким М.А., Косбергенов К.М. Дайки тоналит-порфиров Каракутанского рудного поля (Зиаэтинские горы)..... 31

Аббасова С.А., Хайитов О.Г., Мухаммадиев Х.М., Агзамова С.А. Анализ причин низкой эффективности разработки газоконденсатного месторождения Северный Нишан..... 35

Жураев А.Х., Пирназаров М.М., Мусаев Г.М. К вопросу о генезисе золотого оруденения месторождения Балпантау (Центральные Кызылкумы)..... 40

Разиков О.Т., Марипова С.Т., Шарипов Ш.Ф., Кенжаева Н.М. Статистическая металлогеническая оценка уранового оруденения Зирабулак-Зиаэтинских гор Западного Узбекистана..... 45

BOYITISH VA METALLURGIYA / БОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Санакулов К., Курбанов М.А., Шарафутдинов У.З. Обзор о состоянии дел и перспектива развития комплексной переработки урана..... 50

Рахимов Х.Ш., Кадилов А.А., Разыков З.А., Бадалов А.Б. Обоснованность эффективности гидрометаллургической переработки огарков содержащих сурьму..... 55

Кенжаев Х.Т., Полванов С.К., Эргашев Н.У. Возможность извлечения меди из сбросных растворов цеха готовой продукции ГМЗ-2..... 58

Samadov A.U., Abduraxmonov S.A., Toshqodirova R.E., Masidikov E.M. Angren kaolinidan yuqori sifatli glinozyom olish..... 61

Ахатов Н.А., Василёнок О.П., Ашуров О.Т., Нурмуродов Т.И. Влияние ионного состава воды используемой в процессе флотации сульфидных золотосодержащих руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау»..... 64

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Худайбердиев О.Ж., Рахматов С.Х., Карабекян С.Х. Математический расчёт и сравнительный анализ динамики жидкости в гидроцилиндре в интервальном варианте..... 68

Shukurov Z.F., Turg'unaliyev M.H., Muhammadqulov N.M. Chimqo'rg'on ma'dan uchastkasining uch o'lchamli geofizik modeli..... 71

Санакулов К., Таджикибаев Д.Ю., Санакулов У.К. Исследование процессов получения глинозёма и определения примесей из огарка каолина..... 77

Санакулов К., Хамидов Х.И., Шарипов С.Ш., Фузайлов О.У. Исследование получения металлургического глинозёма из бедных Ангренинских каолинов..... 83

Rajabboyev I.M., Eshonova G.A., Karimov I.A., Sharafutdinov U.Z. O'zgaruvchan tarkibli sulfat-nitrat kislotasi eritmalaridan ekstragentlar aralashmasi bilan uranni ekstraksiyalash..... 87

Воробьев А.Е., Зарума М.Т. Особенности исследования пористости горных пород..... 90

Эшмуродов З.О., Исмоилов М.Т., Арзиев Э.И. Расчёт нагрузок на роликкоопоры ленточного конвейера на ЭВМ..... 95

Abdullayev K.S., Rasulov I.B., Raxmanov U.J., Ulugov G.D. Yuqori marganetsli po'lat quyma detallarining sifat ko'statkichlarini yaxshilash..... 98

Adinayev X.A. Suyuqlantiruvchi qo'shimchalar va shisha chiqindilari qo'shilgan qo'rg'oshin silikatli shishalarni sintezi..... 101

ELEKTROENERGETIKA / ЭЛЕКТРОЭНЕРГЕТИКА

Ishnazarov O.X., Mavlonov J.A., Mardonov D.Sh. Sharti tegirmonlarni shar bilan yuklanishda elektr energiya samaradorligini oshirishning asosiy istiqbollari..... 104

Ataullayev A.O., Sayidov M.K. Elektr tokini o'tkazuvchan suyuqliklar sarfini o'lchovchi qurilmalarni tadqiq qilish..... 108

EKOLOGIYA / ЭКОЛОГИЯ

Хочиён М.К., Разыков З.А., Юнусов М.М., Ходжибаев Д.Д. Возможные пути передислокации хвостохранилища радиоактивных отходов..... 111

Ибрагимов И.М. Вопросы охраны окружающей среды и обеспечения безопасности при бурении глубоких нефтяных и газовых скважин..... 116

AVTOMATLASHTIRISH VA BOSHQARISH / АВТОМАТИЗАЦИЯ И УПРАВЛЕНИЕ

Kalandarov I.I., Namozov N.N., Bozorov B.N. Sanoat korxonalarida xodimlar havfsizligini ta'minlashning axborot tizimlari taxlili va asosiy ko'rsatkichlari..... 120

Мухитдинов Д.П., Бойбутаев С.Б. Управление процессом измельчения на основе прогностической модели шаровой мельницы..... 123

REKLAMA / РЕКЛАМА

На обложке: «Normet international LTD», Epiroc, KPMG.
В тексте: ПО «НМЗ», «INTERTECH Process Technology».

Scientific, technical and industrial journal

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

Founders: Joint-stock company «Navoi Mining and Metallurgical Combine», Navoi State Mining and Technology University, Uzbek Research and Design Institute of Geotechnology and Non-Ferrous Metallurgy LLC «UZGEORANGMETLIT».

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), Vorobiev A.E. (Grozny State Oil Technical University, Russia), Mishina O.V. (Engineering diverse GMBH, Germany), Dementiev V.E. (JSC "Irkutsk Research Institute of Noble and Rare Metals and Diamonds" Russia), Rakishev B.R. (Nazarbayev University, Kazakhstan), Razykov Z.A. (Mining and Metallurgical Institute of Tajikistan), Tabakman I.B. (Wenco International Mining Systems, Canada), Shashenko A.N. (National Technical University "Dnipro Polytechnic", Ukraine), Akbarov Kh.A. (Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Uzbekistan), Abdurahmonov S.A. (Tashkent State Technical University named after Islam Karimov, Uzbekistan), Gulyamov B.V. (State Committee for Industrial Safety of the Republic of Uzbekistan), Zairov Sh.Sh. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Nurmurodov T.I. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Muhiddinov B.F. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Misliboev I.T. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Makhmudov A.M. (Navoi State Mining and Technology University, Uzbekistan), Mustakimov O.M. (Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Uzbekistan), Nosirov U.F. (Almalyk branch the National University of Science and Technology (MISIS), Uzbekistan), Raimzhanov B.R. (State Unitary Enterprise "Uzbek Scientific Research and Design and Survey Institute of Geology and Nonferrous Metallurgy "Uzgeorgantmetil", 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), Umarov F.Ya. (Almalyk branch the National University of Science and Technology (MISIS), Hamidov X.I. (Navoi State Mining and Technology University, 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 JSC «NMMC»

Tel.: +99879 227-81-59

E-mail: FY.Zairova@ngmk.uz, U.Sharafutdinov@ngmk.uz

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

Indexing: Ulrich's Periodicals Directory

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

Tel.: +99879 227-75-56

CONTENTS

GEOTECHNOLOGY

- Khakimov Sh.I., Giyazov O.M., Kobilov O.S., Nurmamatov X.A.** Justifying the effectiveness of rock mass management using a solidifying boom in complex mining and geological conditions..... 4
- Umarov F.Ya., Zairov Sh.Sh., Fathiddinov A.U.** integrated An integrated safety system for blasting in quarries and the management of the magnitude of the damage factor..... 9
- Nasirov U.F., Zairova F.Yu., Ravshanova M.Kh., Mekhmonov M.R.** Investigation of the Investigation of the impact of breaking in the near-surface area of the quarry on the condition of the scarp slopes..... 14
- Nazarov Z.S., Yermekboev U.B., Giyazov O.M.** Technology for the preparation of mining blocks for phosphate rock excavation in the Tashkura pit of the Dzheroi-Sardara deposit..... 18
- Makhmudov A.M.** Investigation of energy parameters of rock destruction by wedge-shaped tool..... 23

SCIENTIFIC LABORATORY RESEARCH

- Khudayberdiev O.J., Rakhmatov S.Kh., Karabekyan S.H.** Mathematical calculation and comparative analysis of fluid dynamics in a hydraulic cylinder in an interval variant..... 68
- Sanakulov K., Tajibaev D.Yu., Sanakulov U.K.** Investigation of the process of alumina production from roasted kaolin and determination of impurities..... 77

ECOLOGY

- Hojiyon M.Q., Razykov Z.A., Yunusov M.M., Hojiboev D.D.** Possible ways to relocate the tailings storage site of radioactive waste..... 111

ENRICHMENT AND METALLURGY

- Akhatov N.A., Vasilyonok O.P., Ashurov O.T., Nurmurodov T.I.** Influence of the ionic composition of the water used in the flotation of gold-bearing sulphide ores of the deposits «Kokpatas» and «Daugyztai»..... 64

ОБОСНОВАНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ УПРАВЛЕНИЯ МАССИВОМ ГОРНЫХ ПОРОД С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ТВЕРДЕЮЩЕЙ ЗАКЛАДКИ В СЛОЖНЫХ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ УСЛОВИЯХ



Хакимов Ш.И.,
доцент
кафедры «Горное дело» НГГТУ,
д.т.н.



Гиязов О.М.,
доцент
кафедры «Горное дело» НГГТУ,
PhD



Кобилев О.С.,
старший преподаватель
кафедры «Горное дело» НГГТУ



Нурматов Х.А.,
магистрант
кафедры «Горное дело» НГГТУ

Ushbu maqolada murakkab geomexanik sharoitdagi tomirsimon konlarni nimqavatlardan maydalab tushirish tizimi orqali o'zlashtirishda massivni boshqarish uchun qotuvchi to'lg'azma yordamida suniy butunliklarni hosil qilishning takomillashgan sxemasi keltirilgan.

Tayanch iboralar: yer osti usulida qazib olish, tomirsimon konlar, texnologik sxemalar, butunlik, massiv turg'unligi, nimqavatlarda maydalab tushirish, nimqavat shtreklar, to'lg'azma kameralar, ma'dan tanasi.

В работе представлена усовершенствованная система разработки с подэтажной отбойкой руды отличающаяся тем, что внутри подэтажного блока создаются искусственные целики из твердеющих смесей для управления массивом горных пород в сложных геомеханических условиях разработки жильных месторождений.

Ключевые слова: жильные месторождения, подземная разработка, подэтажная отбойка, подэтажные штреки, естественный целик, потери руды, устойчивость массива, безопасность, твердеющая закладка, закладочные камеры.

На сегодняшний день, предотвращение потерь и разубоживание руды при известных технологических схемах подземной геотехнологии добычи жильных месторождений требуют дополнительных материальных средств и трудовых ресурсов, что ставит под сомнение целесообразность их применения. Сложившаяся данная ситуация в горнодобывающей отрасли обусловлена несовершенством применяемых систем разработки с учётом используемых технических средств для обеспечения добычи минерального сырья на конкурентоспособном уровне [1-4].

Многие технологические схемы жильных месторождений, не пригодны к применению в сложных геомеханических условиях, поскольку отработка межкамерных целиков находящихся в условиях высокой концентрации напряжений становится невозможным. Размеры этих целиков зависят от множества факторов и параметров очистного пространства. Увеличение глубины разработки приводит к увеличению размера целика и значительной потере руды в целиках.

Системы с закладкой выработанного пространства из-за высокой трудоёмкости работ и несовершенства известных вариантов имеют ограниченное применение. Но в связи с понижением глубины разработки и усложнением горно-геологических условий, а также внедрением малогабаритной самоходной техники область их применения расширяется.

Система разработки с твердеющей закладкой получила распространение при разработке мощных месторождений богатых руд, залегающих в сложных горно-геологических условиях. Применение систем разработки с твердеющей закладкой связано, прежде всего, с увеличением глубины разработки и ценностью добываемых руд. Решается целый ряд производственных задач, направленных на повышение эффективности и безопасности ведения горных работ, полноту извлечения запасов, сохранение земной поверхности под охраняемыми объектами и конкурентоспособности руды на мировых рынках

Твердеющая закладка успешно применяется за рубежом: в Канаде, США, Японии, Швеции, Финляндии, Индии, Германии, Австралии при разработке полиметаллических, медных, железных и других руд [5-8].

В настоящее время системами с твердеющей закладкой в странах СНГ добывается 25% руд цветных и ценных металлов, в Австралии – 30, в Канаде – 40, в Финляндии – 85, во Франции – 87. Это свидетельствует об эффективности её применения, несмотря на дополнительные расходы, которые перекрываются качеством полученной продукции и снижением затрат на обогащение.

Применение твердеющей закладки обеспечивает полноту выемки руды при минимальных потерях и безопасность ведения горных работ, снижая экологическую нагрузку на промышленные регионы.

Данный способ управления горным давлением на жильных месторождениях ценных руд не получил существенного распространения, несмотря на то обстоятельство, что происходит постоянное понижение глубины горных работ и возрастает экономическая составляющая на приобретение закладочных материалов. Для сокращения стоимости закладочных работ необходимо снизить расход твердеющих смесей путём создания целиков в замен полной закладки.

При разработке рудных месторождений подземным способом наиболее часто применяется нисходящий порядок ведения горных работ.

В этом случае, искусственные целики испытывают давление призмы сползания, доходящей до поверхности, которая увеличивается с понижением горных работ, что предопределяет необходимость увеличения размеров искусственных целиков и их прочность [9-10].

Глубина ведения горных работ является главным критерием, регламентирующим прочность закладочного массива из твердеющих смесей.

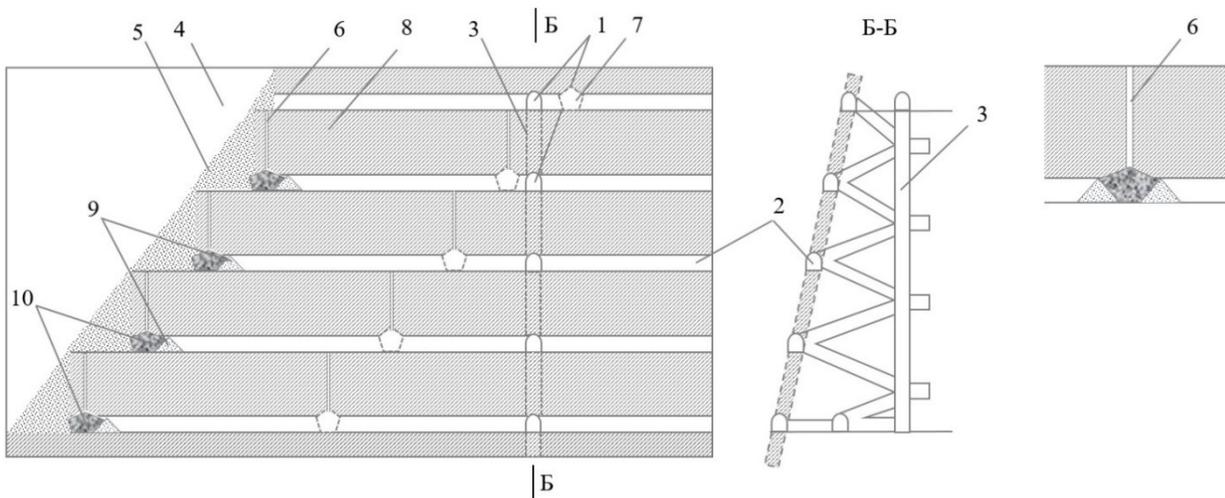


Рис. 1. Технологическая схема с поэтажным обрушением руды и формированием искусственных целиков из твердеющей закладки подаваемой в скважину: 1 – заезд к рудоспуску; 2 – поэтажный штрек; 3 – рудоспуск; 4 – открытое выработанное пространство; 5 – отбитая руда; 6 – скважина; 7 – место заложения очередного целика многоугольной формы; 8 – не отбитая руда; 9 – перегородка из рудной насыпи; 10 – положение выработки (сосуды) для устройства целика, в этапе её строительства

Анализ крупнейших отечественных рудников по добыче руд чёрных и цветных металлов подземным способом системами разработки с твердеющей закладкой позволил выявить закономерную тенденцию изменения прочности твердеющей закладки в зависимости от глубины разработки месторождений.

Таким образом, одним из перспективных направлений снижения потерь руды в естественных междукамерных целиках при отработке жильных месторождений является применение новых технологических решений совершенствования систем разработки с поэтажной отбойкой и созданием искусственных целиков с твердеющей закладкой для управления массивом, в сложных условиях жильных месторождений.

В соответствии с изложенным, в исследованиях, было рассмотрено несколько вариантов систем разработки с поэтажной отбойкой руды и искусственными целиками [11-15], как наиболее преимущественные (рис. 1).

Работы по возведению искусственных целиков в представленном варианте осуществляются одновременно на всех поэтажах в следующем порядке:

1. Путём разбуривания, заряжания и взрывания комплекта шпуров по форме клина, производится расширение и образование

купола потолочины над поэтажным штреком до требуемого размера. При этом, краевые шпуры бурятся под углом не менее 45°.

2. Из вышележащих поэтажных штреков до сбойки с вершины потолочины пробуриваются скважины с необходимым для спуска твердеющим материалом для создания искусственного целика.

3. Создаётся закладочная выработка для твердеющей смеси. При этом, осыпанная руда со стороны выработанного пространства служит как стенка выработки с одной стороны, а противоположная сторона создаётся путём образования вала из отбитой руды.

4. Заполняется закладочная выработка твердеющей закладкой с добавлением в её состав крупных породных заполнителей.

Существующие расчётные методики позволяют определять размеры междукамерных целиков практически в любых горно-технических условиях.

Так, для залежей маломощной и средней мощности при расположении камер по простиранию можно использовать методику ВНИМИ, базирующуюся на гипотезе Турнера Шевякова.

Итак, в соответствии с данной методикой разработан алгоритм для расчётов на компьютере, расчёты выполнены для различных геомеханических условий и построены соответствующие компьютерные графики (рис. 2).

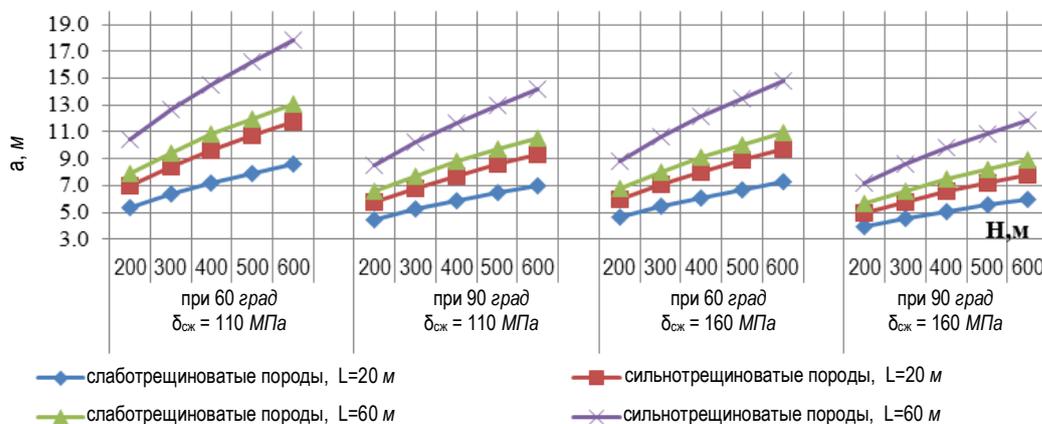


Рис. 2. Графики изменения ширины междукамерных целиков (а) в зависимости от глубины ведения горных работ (Н), угла падения рудного тела (α), длины камеры (L_к) и трещиноватости пород в пределах прочности пород к сжатию $\sigma_{сж}=110$ МПа и $\sigma_{сж}=160$ МПа

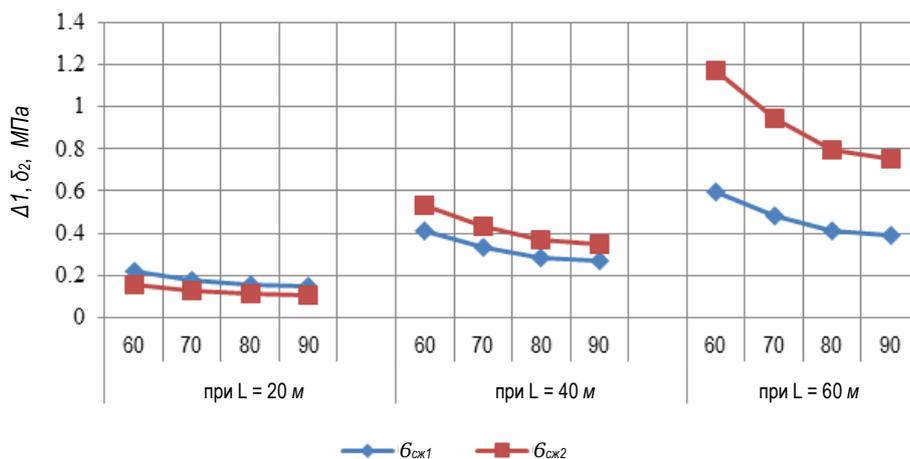


Рис. 3. Графики изменения нормативной прочности целика при системе разработки с подэтажной отбойкой и искусственными целиками: ($\sigma_{сж1}$ – прочность целика из твердеющих смесей в первой и $\sigma_{сж2}$ – второй стадиях разработки) в зависимости от длины (L), угла падения рудного тела (α) и 1,5 кратном запасе прочности

Из графиков видно, что, в зависимости от изменения геомеханических условий залегания месторождения, устойчивая ширина целика колеблется в диапазонах $4,0 \text{ м} \div 18 \text{ м}$. При этом, увеличение глубины горных работ (H) и трещиноватости пород, а также уменьшение длины камеры (L_k) приведёт к существенному увеличению ширины целика. Устойчивая ширина целика снижается при увеличении угла падения рудного тела (α) и предела прочности к сжатию ($\sigma_{сж}$).

Динамика нагружения искусственных целиков существенно зависит от порядка отработки залежей. Поэтому нормативная прочность для одних и тех же условий будет неодинаковой при различном порядке отработки. Можно выделить два основных случая её расчёта.

Системы разработки с двухстадийной выемкой. В этих системах, сначала обрабатывают камерные запасы (в один или несколько приёмов) под защитой рудных блоковых (или панельных) целиках, а затем, извлекают блоковые (или панельные) целики между заложёнными камерами.

В качестве нормативной принимают максимальную, из величин прочности закладки при сжатии, рассчитанных для стадии отработки камер. Таким образом, на основе известной методики выполнены расчёты на компьютере, определены нормативные прочности

твердеющей закладки для систем разработки с двухстадийной выемкой. Полученные результаты представлены на рис. 3.

Из графиков видно, что в сложных условиях нормативный предел прочности твердеющей закладки в зависимости от значений этих параметров колеблется от 0,1 МПа до 4,0 МПа. Это соответствует прочностным характеристикам бетонов марки М50 из цементных твердеющих материалов.

Эффективность предлагаемой технологической схемы определяется:

$$\Xi_3 = \zeta - 3_{пер} - 3_{д.м.з.}, \quad (1)$$

где ζ – ценность металла, у.е./г;

$3_{пер}$ – себестоимость переработки и прочих затрат, у.е./г;

$3_{д.м.з.}$ – себестоимость добычи руды с учётом затрат на укладку твердеющей закладки, у.е./г.

$$3_{д.м.з.} = \frac{P_{уд} \cdot 3_{доб}^I + C_{м.з.} \cdot q_{м.з.} + 3_{доб}^I \cdot \kappa_{у.з.}}{c}, \quad (2)$$

$P_{уд}$ – удельный объём возвращаемых потерь руды в целиках на 1 м^3 добытой руды, д.ед./м³;

$3_{доб}^I$ – затраты на добычу руды, в обычных условиях без закладки выработанного пространства, у.е./м³;

$C_{м.з.}$ – стоимость твердеющего закладочного материала, у.е./м³;

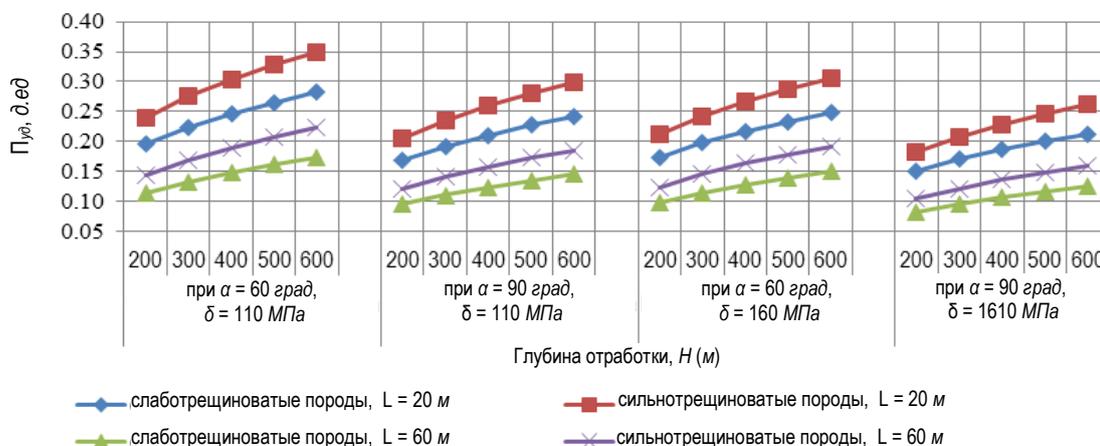


Рис. 4. Графики зависимости объёма возвратной потери руды в целиках от глубины отработки, трещиноватости массива и угла падения рудного тела, длины блока и предела прочности пород на сжатие при системе разработки с подэтажной отбойкой руды и искусственными целиками из твердеющих смесей

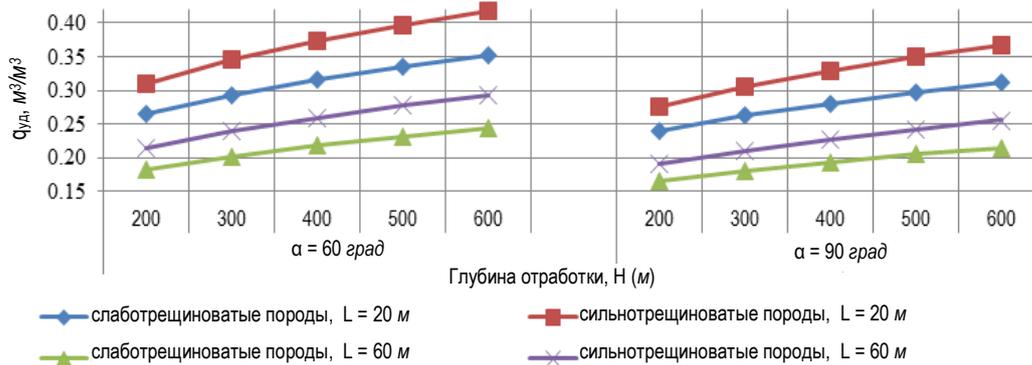


Рис. 5. Графики изменения удельного расхода твердеющей закладки в зависимости от условия залегания и свойства жил при системе разработки подэтажной отбойки руды с использованием искусственных целиков

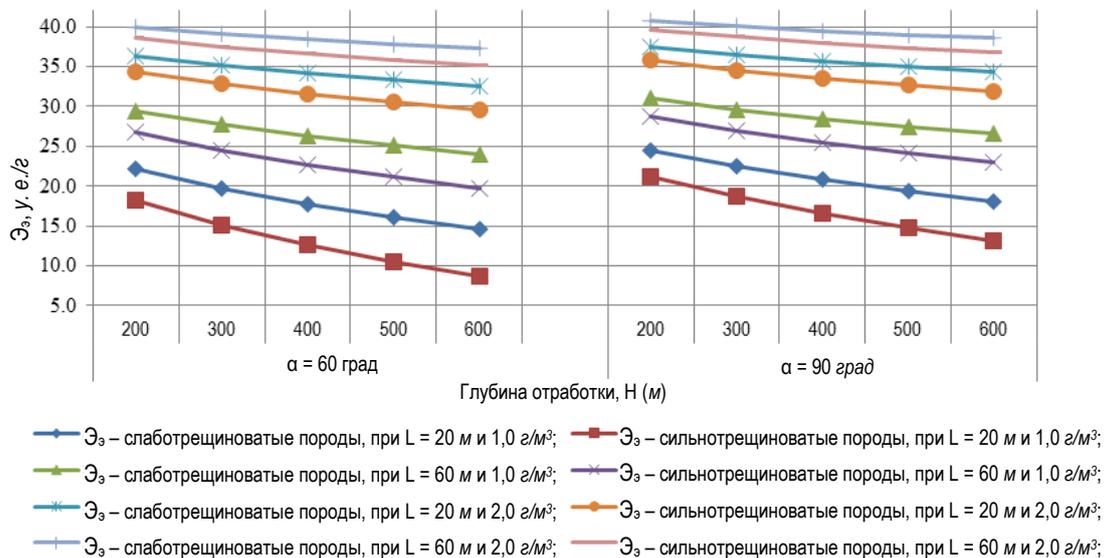


Рис. 6. Графики изменения прибыли в зависимости от глубины разработки, длины камеры и угла падения рудного тела, при подэтажной системе разработки с твердеющей закладкой и столбчатой формой целиков

$q_{т.з}$ – удельный расход твердеющего закладочного материала на 1 м^3 добытой руды, $\text{м}^3/\text{м}^3$;

c – содержание металла, $\text{г}/\text{м}^3$;

$K_{у.з}$ – коэффициент, учитывающий материально-трудовые затраты на дополнительные нарезные работы под устройство искусственных целиков. Значение $K_{у.з}$ принимается: при комбинированной системе разработки с магазинированием руды с естественными целиками и твердеющей закладкой 0,1-0,15; при подэтажной отбойке руды с комбинированным использованием естественных рудных и искусственных целиков с твердеющей закладкой 0,12-0,2.

На рис. 4 представлены графики изменения объемов возвращаемых потерь руды в целиках блока (участка) построенные по результатам компьютерных расчётов.

Удельный расход твердеющей закладки определен по методике с учётом условий залегания, глубины отработки, трещиноватости массива, угла падения рудного тела, длины блока и напряжения массива (рис. 5).

Полученные графики показывают, что, удельные расходы твердеющей закладки в зависимости от условий залегания и характеристики жил увеличиваются с одинаковой закономерностью, одной из главных факторов которых является расстояние между целиками (или длины камеры). При этом, снижения удельного расхода твер-

деющей закладки можно достичь, за счёт увеличения расстояния между целиками (или длины камеры) и соответствующим увеличением ширины искусственных целиков до устойчивых.

Итак, окончательные результаты расчётов, оформлены в виде компьютерных графиков и представлены на рис. 6.

Таким образом, результаты исследования показывают, что предложенная технология ведения очистных работ позволяет повысить производительность и безопасность труда, снизить себестоимость добычи, а также обеспечить рентабельную отработку, как камерных запасов руды, так и запасов в естественных рудных целиках, оставляемые ранее по технологическим причинам.

Основным достоинством этой схемы является создание прочного целика, надёжная безопасность, простая организация очистных работ, меньшие материальные затраты по сравнению с системой разработки с закладкой очистного пространства.

Достигнуты высокие качественные и количественные показатели добычи руды, также расширена возможность применения самоходных машин в производственных процессах и операциях очистных работ.

Основные недостатки этой системы разработки, жёсткая связь процессов отбойки руды с операциями сооружения целиков при подходе к линии их формирования.

Библиографический список:

1. Павлов А. М. Обоснование параметров эффективной подземной геотехнологии жильных золоторудных месторождений в сложных условиях геологической среды. Автореферат диссертации на соискание ученой степени, доктора технических наук. Иркутск-2013. Федеральное государственное бюджетное образовательное учреждение высшего профессионального образования «Иркутский государственный технический университет».
2. Павлов А.М., Семенов Ю.М., Сосновский Л.И. Определение параметров устойчивых целиков и обнажиений камер при разработке наклонных жил в криогенных зонах в условиях Ирокиндинского золоторудного месторождения. – М.: ГИАБ, 2008. – С. 140-147.
3. Раимжанов Б.Р., Мухитдинов А.Т., Бекмурзаев Б.Б., Хасанов А.Р. Обоснование и выбор систем разработок для отработки рудных тел на нижних горизонтах рудника Зармитан. ISSN 0236-1493. – М.: Горный информационно-аналитический бюллетень, 2018. – № 1. – С. 41-49.
4. Эзозхонов А.Н. Определение технологических схем ведения горных работ на месторождениях Зармитанского рудного поля. Горный вестник Узбекистана. – № 3 (54). – Навои, 2013 г. – С. 67-70
5. Гошковский С.В. Минерально-сырьевая база Украины и реализация положений горной хартии стран СНГ // С.В. Гошковский // Горный журнал. – Москва, 2007. – № 10. – С. 69-76
6. Кравченко В.П. Применение твердеющей закладки при разработке рудных месторождений // В.П. Кравченко, В.В. Куликов. – М.: Недра, 1974. – 200 с.
7. Петренко А.А. Разработка месторождений с опережающей выемкой богатых руд на большой глубине // А.А. Петренко, В.Г. Иванов. – М.: Недра, 1972. – 200 с.
8. Хомяков В.И. Зарубежный опыт закладки на рудниках // В.И. Хомяков. – М.: Недра, 1984. – 224 с.
9. Богуславский Э.И. Технология восходящей отработки месторождений на больших глубинах // Э.И. Богуславский, Д.Ю. Минаев // ГИАБ. – Москва, 2005. – № 2. – С. 161-165.
10. Требуков А.Л. Применение твердеющей закладки при подземной добыче руд // А.Л. Требуков. – М.: Недра, 1981. – 172 с.
11. Хакимов Ш.И., Уринов Ш. Р. Подэтажная система с искусственными целиками из твердеющей закладки для разработки жил в сложных геомеханических условиях // Горные науки и технологии. Том 6, № 4 (2021). – С. 252-258. <https://mst.misis.ru/jour/issue/view/28>.
12. Раимжанов Б.Р., Хакимов Ш.И., Хамзаев С.А. Sublevel Mining System with Artificial Pillars Made of a Hardening Backfills for The Development of Veins in Difficult Geomechanical Conditions // Texas Journal of Multidisciplinary Studies. – Vol. 03. – Issue 12-12. 2021, pp. 98-103. <https://zienjournals.com/index.php/tjm/article/view/394>.
13. Раимжанов Б.Р., Хакимов Ш.И., Хамзаев С.А., Равшанов А.А. Технологическая схема подэтажной системы разработки с искусственными целиками из твердеющих смесей для сложных геомеханических условий // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2022. – 1 (88). – С. 16-20.
14. Хакимов Ш.И., Таджиев Ш.Т., Кобилов О.С., Гиязов О.М. Обоснование высоты этажа при разработке крутопадающих жильных месторождений // Горный вестник Узбекистана № 1 (80). – Навои, 2020 г. – С. 7-9.
15. Хакимов Ш.И., Таджиев Ш.Т., Кобилов О.С., Ашуралиев У.Т. Обоснование количества перегрузочных узлов в рабочих горизонтах шахты при использовании подземного транспорта и погрузочно-доставочных машин // Ф79. Форум горняков, 2019: Материалы международной конференции. 26-27 сентября. – Днепр: Журфонд, 2019 г. – 379 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2023, № 2 (93) pp. 4-8

JUSTIFYING THE EFFECTIVENESS OF ROCK MASS MANAGEMENT USING A SOLIDIFYING BOOM IN COMPLEX MINING AND GEOLOGICAL CONDITIONS

Khakimov Sh.I., Associate Professor at the Department of "Mining".
Giyazov O.M., Associate Professor at the Department of "Mining", PhD.
Kobilov O.S., Senior Lecturer at the Department of "Mining".
Nurmatov X.A., Masters student at the Department of "Mining".

Navoi State University of Mining and Technologies, Navoi, Uzbekistan.

The article presents an improved system of development with sub-storey ore stripping which differs in that artificial pillars of solidifying mixtures are created inside the sub-storey block to control the rock mass in complex geomechanical conditions of vein deposits development.

Keywords: vein deposits, underground mining, sub-storey stripping, sub-storey drifts, natural pillar, ore losses, mass stability, safety, solid stowing, stowing chambers.

Bibliographic list:

1. Pavlov A.M. Substantiation of the parameters of effective underground Geotechnology of vein gold deposits in difficult conditions of the geological environment. [Extended abstract of Cand. Sci. (Eng.) Dissertation.] Irkutsk; 2013. (In Russ.)
2. Pavlov A.M., Semenov Y.M., Sosnovskiy L.I. Determination of parameters of stable pillars and chamber outcrops during the development of inclined veins in cryogenic zones in the conditions of the Irokindinsky gold deposit. Article. GIAB 2008, pp. 140-147.
3. Raimzhanov B.R., Mukhitdinov A.T., Bekmurzaev B.B., Khasanov A.R. Justification and selection of development systems for mining ore bodies at the lower horizons of the Zarmitan mine. ISSN 0236-1493. Mining information and analytical bulletin. 2018. No. 1, pp. 41-49.
4. Ezozhonov A.N. Definition of technological schemes of mining operations at the deposits of the Zarmitan ore field. Mountain Bulletin of Uzbekistan. No. 3 (54). 2013, pp. 67-70.
5. Goshkovsky S.V. Mineral resource base of Ukraine and the implementation of the provisions of the Mining Charter of the CIS countries. // Mining Journal - 2007. – No. 10, pp. 69-76
6. Kravchenko V.P. The use of hardening bookmarks in the development of ore deposits / V.P. Kravchenko, V.V. Kulikov. – М.: Nedra, 1974. – 200 p
7. Petrenko A.A. Development of deposits with advanced excavation of rich ores at great depth / A.A. Petrenko, V.G. Ivanov. – М.: Nedra, 1972. – 200 p.
8. Khomyakov V.I. Foreign experience of laying in mines // V.I. Khomyakov. – М.: Nedra, 1984. – 224 p.
9. Boguslavsky E.I. Technology of upstream mining of deposits at great depths // E.I. Boguslavsky, D.Y. Minaev //Gom. inform.-analyt. byul. – 2005. – No. 2. – pp. 161-165.
10. Trebukov A.L. The use of hardening bookmarks in underground mining of ores // A.L. Trebukov. – М.: Nedra, 1981. – 172 p.
11. Khakimov Sh.I., Urinov Sh.R. A sub-storey system with artificial pillars from a hardening bookmark for the development of veins in complex geomechanical conditions //Journal "Mining Sciences and Technologies". Volume 6, No. 4 (2021),pp. 252-258. <https://mst.misis.ru/jour/issue/view/28>.
12. Raimzhanov B.R., Khakimov Sh.I., Khamzaev S.A. Sublevel Mining System with Artificial Pillars Made of a Hardening Backfills for The Development of Veins in Difficult Geomechanical Conditions // Texas Journal of Multidisciplinary Studies. – Vol. 03. – Issue 12-12. – 2021. – P.98-103. <https://zienjournals.com/index.php/tjm/article/view/394>.
13. Raimzhanov B.R., Khakimov Sh.I., Khamzaev S.A., Ravshanov A.A. Technological scheme of a sub-storey development system with artificial pillars of hardening mixtures for complex geomechanical conditions // Mountain Bulletin of Uzbekistan. – Navoi, 2022. – 1(88), pp. 16-20.
14. Khakimov Sh.I., Tajiev Sh.T., Kobilov O.S., Giyazov O.M. Justification of the height of the floor in the development of steep-falling vein deposits //Mining Bulletin of Uzbekistan No. 1 (80) 2020, pp. 7-9.
15. Khakimov Sh.I., Tajiev Sh.T., Kobilov O.S., Ashuraliev U.T. Substantiation of the number of transshipment nodes in the working horizons of the mine when using underground transport and loading and delivery machines // F79 Forum gornikov-2019: materiali mizhnar. conf., 26-27 veresnya 2019. – М. Dnipro: Zhurfond, 2019. – 379 p.

KARYERLARDA PORTLATISH ISHLARINI OLIB BORISH VA ZARAR YETKAZUVCHI OMILNING KATTALIGINI BOSHQARISH UCHUN KOMPLEKS XAVFSIZLIK TIZIMI



Umarov F. Ya.,
«MISiS» Milliy tadqiqot-texnologik universiteti Olmaliq shahridagi filiali direktori, t.f.d., professor



Zairov Sh. Sh.,
NDK va TU «Konchilik ishi» kafedrası professori, t.f.d.



Fathiddinov A. U.,
Islom Karimov nomidagi TDTU Olmaliq filiali «Umumkasbiy va iqtisodiy fanlar» kafedrası dotsenti v.b., PhD

Maqolada portlovchi modda skvajinali zaryadini tiqinlashning yangi konstruksiyasini qo'llanishining maqsadga muvofiqligi, skvajina og'zi bo'ylab portlash gazlarining chiqib ketish jarayonida tog' jinsi bo'laklarining xavfli yoyilishini oldini olish, tog' jinslarini maydalashda portlash impulsining davomiyligi va portlash energiyasidan foydalanish darajasining ortishi aniqlangan. Faol texnologik, texnik va tashkiliy chora-tadbirlarni o'tkazish orqali avariylarning sodir bo'lish ehtimolini kamaytirish, chuqur karyerlarda kon ishlarini olib borish joylaridagi yaqin zavodlarda ishlab chiqarish xavfsizligini oshirish va portlovchi materiallar assortimentini ratsionalizatsiya qilish aniqlangan.

Skvajinaning tiqinlovchi qismida qo'llaniladigan qotuvchi aralashma tarkibini laboratoriya sharoitida qo'llash usuli ishlab chiqildi

Tayanch iboralar: portlatish ishlarining atrof-muhitga ta'siri, zarar yetkazuvchi omillar, zarar yetkazuvchi omilning kattaligini boshqarish, portlovchi modda skvajinali zaryadining portlash harakatini tadqiq qilish metodikasi, portlovchi moddalarni ishlab chiqarish va qo'llashda xavfsizlikni kompleks tizimi, portlovchi skvajinaning tiqinlanadigan qismida qo'llaniladigan qotuvchi aralashma tarkibi, karyerlarda portlatish ishlarini olib borishda tog' jinsi bo'laklarining yoyilishini kamaytirish usuli.

В работе установлена целесообразность применения новой конструкции забойки скважинных зарядов ВВ, предотвращающая опасный разброс кусков породы газами взрыва в процессе их истечения через устье скважины и увеличивающая продолжительность импульса взрыва и степень использования её энергии на дробление горных пород. Установлено, что проведение упреждающих технологических, технических и организационных мероприятий позволяет снизить вероятность возникновения аварийных ситуаций, повысить безопасность производства и рационализации ассортимента взрывчатых материалов на заводах, приближенных к месту производства горных работ в глубоких карьерах.

Разработана методика исследования состава твердеющей смеси для использования в забоечной части взрывной скважины в лабораторных условиях.

Ключевые слова: влияние взрывных работ на окружающую среду, поражающие факторы, методика исследования действия взрыва скважинных зарядов ВВ, управление величиной поражающего фактора, комплексная система безопасности при производстве и применении ВВ; состав твердеющей смеси для использования в забоечной части взрывной скважины, способ снижения разброса кусков горных пород при ведении взрывных работ на карьерах.

Dunyoda portlatish ishlarining muhim vazifalaridan biri bu tog' jinslari massivini portlatish uchun yuqori samarali, ekologik toza, xavfsiz va resurs tejamkor texnologiyalarini ishlab chiqishdir. Burg'ilash-portlatish ishlarida (BPI) sanoat xavfsizligining asosiy choralardan biri – bu odamlar, uskunalar, muhandislik inshootlari va atrof-muhitni portlovchi moddalar va portlash mahsulotlarining zararlangan hamda zaharli ta'siridan himoya qilishdan iboratdir. Shu munosabat bilan portlatish ishlarini olib borishda va zarar yetkazuvchi omilining kattaligini boshqarish uchun kompleks xavfsizlik tizimini ishlab chiqish masalalarini yechishga alohida e'tibor qaratish muhim ahamiyatga ega.

Bugungi kunda dunyo karyerlarida portlatish ishlarini amalga oshirishda tog' jinsi bo'laklarining yoyilishi hamda zarar yetkazuvchi ta'sirlarning intensivligi tog' jinslarining fizik-mexanik xususiyatlariga, qo'llaniladigan tiqinlovchi materiallarning turiga, burg'ilash usuli va skvajinalarning portlatish usuliga, portlovchi moddalarning turi hamda ishlab chiqarish vaqtiga, shuningdek yoppasiga portlatish vaqtidagi ob-havo sharoitiga oid ilmiy amaliy izlanishlar olib borilmoqda.

Bu borada, karyerlarda yoppasiga portlatish ishlarini amalga oshirishda tog' jinsi bo'laklarining yoyilishini hamda zarar yetkazuvchi ta'sirlarni kamaytirish maqsadida bir qator texnologik, muhandislik va

tashkiliy chora-tadbirlar ishlab chiqilgan bo'lib, ammo ularni qo'llanilishida ma'lum bir texnologik qiyinchiliklar va chegaralangan sharoitlariga alohida e'tibor qaratilmoqda [1].

Chuqur karyerlardagi yalpi portlashlarning atrof-muhitga zararli ta'sirini kamaytirishning ma'lum usullarini tahlil qilish shuni ko'rsatadiki, ushbu sohada yetarli miqdordagi texnologik, texnik va tashkiliy yechimlarga qaramay, bugungi kunda portlatish amaliyotida chang va gaz bulutlarini pasaytirishning samarali usullari va vositalari mavjud emas.

Bu holat ko'plab tasodifiy omillar (atmosfera holati, ishlatiladigan portlovchi moddalar turlari, tog' jinslarining fizik-mexanik xususiyatlar va suvga to'yinganligi va boshqalar) ta'siri ostida yuzaga keladigan holatlar bilan bog'liq. Bunda chang va gaz buluti shartli obyekt bo'lib, uning parametrlari va chegaralari doimiy ravishda o'zgarib turadi. Olib borilgan tahlillar natijasida profilaktik texnologik, texnik va tashkiliy chora-tadbirlarni amalga oshirish chuqur karyerlarda qazib olish maydonchasiga yaqin joylashgan zavodlarda avariylar ehtimolini kamaytirish, ishlab chiqarish xavfsizligini oshirish va portlovchi materiallar assortimentini ratsionalizatsiya qilish imkonini berishi aniqlandi.

Portlashning zarar yetkazuvchi omillari va portlash ishlarida ishlatiladigan tarkibiy qismlarning o'zi ham muhim ahamiyatga ega, ular

2018-2022 yillarda sanoat tarmoqlarining xavfli toifadagi obyektlarida avariya ko'rsatkichlari

Sanoat iytot sohalari	2018		2019		2020		2021		2022	
	Avariya soni	Zarar, mlrd. so'm								
Neft va gaz sohasi	1	0,101	-	-	6	5,550	3	2,362	2	1,238
Ko'mir, tog'-kon va noruda konlar sohalari	1	0,0032	-	-	1	5,745	1	0,086	1	0,033
Energetika sohasi	3	0,279	1	0,403	-	-	-	-	1	0,381
Boshqa sohalalar	-	-	-	-	1	0,033	-	-	3	0,344
Jami	5	0,383	1	0,403	8	11,328	4	2,448	7	1,996

texnik tizimlarga, yaqin atrofdagi binolar va inshootlarga hamda xodimlarga jiddiy zarar yetkazishi mumkin.

2018-2022 yillarda sanoat tarmoqlarining xavfli toifadagi obyektlarida avariya ko'rsatkichlari 1-jadvalda keltirilgan.

Skvajina zaryadlarining portlash ta'siri bir qator kuch va kinematik parametrlar bilan tavsiflanishi mumkin: kuchlanish to'loqining amplitudasi va davomiyligi, kuchlanish to'loqini orasidagi muhitning siljish tezligi, muhitdagi kuchlanish to'loqining impulsi va energiyasi, zarbli havo to'loqining parametrlari.

Kon massasidagi portlovchi modda zaryadi uzatiladigan impuls va energiya kattaliklari portlash ta'sirini to'liq tavsiflaydi, chunki ular nafaqat kuch va kinematik parametrlarni, balki portlashning ta'sir qilish vaqtini ham hisobga oluvchi integral parametrlardir.

Tadqiqot ishida uzaytirilgan portlovchi modda zaryadlarining ta'siri portlash jarayonlarining dastlabki davrida skvajinaning yon devorlari yuzasiga uzatiladigan impuls qiymati bilan aniqlanishi ko'rsatilgan. Tog' jinslari uchun o'ziga xos kritik impulslarning kattaligi belgilangan, bunda tog' jinslarining bo'laklanishi boshlanadi.

l_z ($0 \leq x \leq l_z$) zaryad uzunligi bo'ylab x ning har qanday kesimida skvajinaning yon devorlari yuzasiga uzatiladigan solishtirma impuls i quyidagi formula yordamida aniqlanadi:

$$i = \sum_{t_n}^{t_k} P_i dt, \quad i=0,1,2...n, \quad (1)$$

bu yerda P_i – portlash paytida portlovchi modda zaryadida paydo bo'ladigan portlash, zarb to'loqlari va detonatsion to'loqlarning bosimi;

t_n, t_k – ularni mavjudligining boshlang'ich va yakuniy vaqti.

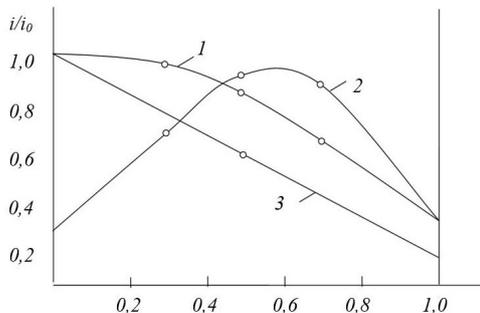
Skvajinaning yon devorlari yuzasiga beriladigan to'liq impuls quyidagi formula bo'yicha aniqlanadi:

$$J = 2\pi\tau_3 \int_0^{l_3} idx, \quad (2)$$

bu yerda τ_3 – zaryad radiusi;

l_z – zaryad uzunligi.

Skvajinaning yon devorlari yuzasi bo'ylab impulsning taqsimlanishini hisoblash portlovchi modda zaryadining qo'zg'atish boshlanganda paydo bo'ladigan portlash to'loqlari, detonatsiya to'loqlarining yoyilish jarayonini ko'rib chiqishga asoslangan. Gaz dinamikasi qonunlari



1-rasm. Portlash impulslarini zaryadning yon yuzasi bo'ylab turli qo'zg'atish usullarida taqsimlanishi: 1 – devordan; 2 – favqulotda qo'zg'atish; 3 – devorda

asosida olib borilgan analitik hisoblashlar shuni ko'rsatadiki, skvajina yon sirtiga uzatilayotgan solishtirma impulsning yoyilish xarakteri zaryad uchlaridagi sharoitga (ochiq, bir yoki ikki tomonga yopiq) va initialsal usuliga bog'liq. Hisoblashlarda skvajinaning yon yuzasiga uzatiladigan solishtirma impulsning i/i_0 qiymatidan foydalaniladi, bu yerda: i_0 – skvajinaning oxirgi yuzasiga uzatiladigan solishtirma impuls. U quyidagi formuladan aniqlanadi:

$$i_0 = \frac{32}{27} \frac{P_n l_3}{D} = \frac{8}{27} \rho_0 l_3 D, \quad (3)$$

bu yerda

$$P_n = \frac{\rho_0 D^2}{4}$$

– detonatsion mahsulotlar (DM) ning skvajinadagi boshlang'ich bosimi (detonatsion to'loq frontida);

ρ_0 – portlovchi moddalarning dastlabki zichligi;

D – detonatsiya tezligi.

$0 \leq x \leq l_z$ uchastkadagi skvajinalarning yon devorlari yuzasiga uzatiladigan nisbiy solishtirma impuls i/i_0 hisoblashlarining tizimlashtirilgan ma'lumotlari turli qo'zg'atish usullari bilan bitta skvajinali zaryad uchun 1-rasmda keltirilgan.

Uzaytirilgan portlovchi modda (UPM) zaryadlarining qo'llanilishi, skvajina uzunligi bilan taqqoslangan $l_z \leq l_{skv}$ da i/i_0 ning qiymatini oshiradi, bu tog' jinsi bo'laklarining uzoqroq otilishiga olib keladi, UPM amplitudalarini va davomiyligini hamda uyumning kengligini oshiradi. Zaryad uzunligi $l_z = 0,5 l_{skv}$ bo'lgan skvajina zaryadlarida inert tiqindan foydalanganda i/i_0 qiymati unchalik muhim emas, natijada pog'onaning yuqori qismida nogabaritlar chiqishi kuzatiladi, shuningdek, uchastkada inert tiqindan foydalanilmaganda $l_z \times l_{skv}$, bu yerda l_{skv} skvajina chuqurligi. Jarayonning boshida skvajinaning yuqori qismining yonishiga aylangan portlovchi modda skvajinali zaryadidagi to'loqlarning yoyilishini ko'rib chiqilgan, keyin to'loqlarning asosiy parametrlarini hisoblangan. Detonatsiya to'loqlari va kam uchraydigan to'loqlarning portlovchi modda skvajinali zaryadidagi o'zaro ta'siri asosan qo'zg'atish usulini tanlash bilan belgilanadi.

Skvajina yuqori qismining yonishiga o'tadigan qo'shimcha zaryadning asosiy vazifasi skvajinaning pastki qismidagi detonatsiya to'loqlarini va aks ettirilgan to'loqlarni to'xtatishdir, natijada skvajinaning yon yuzasiga uzatiladigan impuls bu qismida ortadi. Flegmatlangan portlovchi modda zaryadining asosiy vazifasi skvajinaning o'rta va yuqori qismidagi asosiy va qo'shimcha portlovchi modda zaryadlari tomonidan hosil bo'lgan to'loqlarni to'xtatishdir, bu ham uning yuqori qismida skvajinaning yon yuzasiga uzatiladigan impulsning oshishiga va detonatsiya mahsulotlarini (DM) to'xtatishga yordam beradi. Shu nuqtai nazardan, yonishga o'tadigan zaryadni qo'zg'atish uchun mumkin bo'lgan variantlarni ko'rib chiqildi. Detonatsiya to'loqidagi bosimning hisob-kitoblari va pastki portlovchi modda zaryadining yonish natijasida skvajinada bosim paydo bo'ladi, bu asosiy portlovchi modda zaryadini detonatsiya mahsulotlarining qarshi bosimiga ta'sir qiladi, detonatsiya mahsulotlari hamda chang va gazning chiqishini oldini olishga yordam beradi degan xulosaga kelishimizga imkon beradi, asosiy zaryadni

atmosfera qo'zg'atish orqali zarb havo to'liqining parametrlarini pasaytiradi. Skvajinning yuqori qismini yonishiga o'tadigan portlovchi modda zaryadidan foydalanish skvajinning yon devorlari yuzasiga uning butun uzunligi bo'ylab uzatiladigan nisbiy solishtirma impulsning kattaligini nazorat qilishga sharoit yaratadi, bu esa o'z navbatida asosiy portlovchi modda zaryadini maydalash va chang-gaz chiqishi sifatini nazorat qilish imkonini beradi.

Ma'lumki, EPM ning asosiy texnologik va ekspluatatsion xossalari oksidlovchi, emulgator tarkibini to'g'ri tanlash, emulsiya olish usuli, sezuvchi qo'shimchani tabiati va ularni ishlab chiqarish uskunasi bog'liq. Sanoat portlovchi moddalarining boshqa turlariga nisbatan bir qator afzalliklarga ega bo'lgan EPM lar tarkibi bir qator xususiyatlarga ega ekanligi aniqlandi:

– tashqi ta'sirlarning kritik parametrlari to'plami mavjud bo'lib, ular oshganda dastlabki o'yi (portlash) ro'y beradi;

– EPM ning bo'laklanishi molekulyar darajada sodir bo'ladi va buning uchun qo'shimcha reagentlar kerak emas;

– EPM yuqori konsentratsiya va energiya chiqarish tezligi bilan ajralib turadi, bu qoida tariqasida atrof-muhitga ta'sir qiluvchi portlovchi ta'sir bilan tugaydi (apparatlar, qurilish devorlari, qo'shni binolar va inshootlar, xodimlar).

Shuning uchun EPM ishlab chiqarish va undan foydalanish xavfsizlik shartlari bo'yicha qat'iy tartibga solishni talab qiladi. Bunday holat sifatida biz yuzaga kelish ehtimoli (chastotasi) mezonlari yig'indisi sifatida hisoblangan o'rtacha texnik (nazariy) xavf darajasini ko'rib chiqishimiz mumkin (2-jadval) va hodisalar oqibatlarining og'irligi (3-jadval) eng jiddiy hodisalar uchun.

Baholash natijalariga ko'ra, EPM zavodining hozirgi sharoitda ishlab chiqarish paytida xavfning umumiy darajasi qabul qilinadi, chunki xavfli sanoat obyekti uchun uni kamaytirishga qaratilgan texnik va tashkiliy choralar (xavfsizlik tizimi) qo'llaniladi. Shu bilan birga, xavfni baholashda noaniqlik manbai inson omili va uskunalarining noto'g'ri ishlashidir

EPM zavodining ishlab chiqarish uchun keng qamrovli xavfsizlik tizimi ishlab chiqilgan bo'lib, bu zavodda EPMning xavfsiz ishlab chiqarilishini ta'minlashga imkon beradi, shu bilan birga zavodning mavjud xavf darajasini 6,5 ball dan 4,0 ballgacha kamaytiradi (2-rasm).

Skvajina zaryadlarini portlatish uchun noelektrik qo'zg'atish tizimidan foydalangan holda chuqur karyerlarda yalpi portlatish ishlarini o'tkazish usuli ishlab chiqildi va sanoat tomonidan amalga oshirildi, bu yalpi portlashlarni o'tkazish tartibini o'zgartirishga va tog' jinsi bo'laklarining maksimal masofaga yoyilishini (R_0) aniqlash imkonini berdi:

$$R_0 = R_{RAZL} \cdot K_{ZAB} + DR_3 \quad (4)$$

bu yerda R_{RAZL} – tog' jinsi bo'laklarining maksimal yoyilish masofasini taxminiy baholash, m; K_{ZAB} – tiqin o'lchamining tog' jinsi bo'laklarining yoyilish masofasiga ta'siri koeffitsiyenti; DR-shamol yo'nalishi bo'yicha tog' jinsi bo'laklarining yoyilgan masofasi,

4-jadvalda keltirilgan portlatilgan tog' jinsi bo'laklarining maksimal yoyilish diapazonini hisoblash shuni ko'rsatadiki, ishlab chiqilgan metodika bo'yicha shamolning silkinishi va tiqinning qo'llanilishini hisobga olgan holda tog' jinsi bo'laklarining maksimal yoyilishi mos ravishda 71,5 va 46,5 m ga kam ekanligini ko'rsatadi, bu esa portlatish ishlaridan oldingi va keyingi xavfli zonalarda kon uskunalarini tashish masofasini qisqartirishga imkon beradi.

Skvajina zaryadlarini ishga tushirish va portlashni radioboshqarish uchun noelektrik bo'lmagan qo'zg'atish tizimini joriy etish, yalpi portlashlar tartibining o'zgarishi, tog'-kon uskunalarini va kommunal xizmatlar yaqinidagi portlatish ishlarini taxminiy baholashni ishlab chiqish nuqtai nazaridan chuqur karyerlarda portlatish ishlarini uchun xavfsiz sharoitlarni ishlab chiqish, portlatilgan tog' jinsi bo'laklarining zararli ta'siri tog'-kon uskunalarining ishdan chiqish vaqtini va portlashning yillik xarajatlarini kamaytirish orqali chuqur karyerlarda portlatish ishlarining xavfsizligi va samaradorligini oshirishga imkon beradi.

2-jadval

Xavfni yuzaga kelish ehtimoli bo'yicha baholash

Ball	Rad etish	Yiliga rad etishning vujudga kelish chastotasi
0	Deyarli aql bovar qilmaydigan	$<10^{-6}$
1	Kamyob	$10^{-4} - 10^{-6}$
2	Iloji bor (mumkin)	$10^{-2} - 10^{-4}$
3	Ehtimoliy	$1 - 10^{-2}$
4	Tez-tez	>1

3-jadval

Oqibatlarining og'irligi bo'yicha xavfni baholash

Ball	Rad etish oqibatlarini natijalari	Sabablar
1	Naqadar kichik	Quyidagi uch toifaga har qanday tegishli emas
2	Tanqidsiz	Atrof-muhit va mol-mulkka jiddiy zarar yetkazish ehtimoli yo'q, odamlar hayotiga tahdid yo'q
3	Tanqidiy	Atrof-muhit va mol-mulkka jiddiy zarar yetkazish, odamlar hayotiga tahdid solish ehtimoli mavjud
4	Katastrofik	Atrof-muhitga tuzatib bo'lmaydigan zarar, mulkka katta zarar yetkazish, odamlarning o'limiga sabab bo'lish

Shunday qilib, skvajina zaryadlarini noelektrik qo'zg'atish tizimini qo'llash orqali karyerlarda portlatish ishlarini o'tkazish usuli ishlab chiqilgan bo'lib, portlatishni radioboshqaruvini joriy etish orqali yirik chuqur karyerlarda portlatish ishlarini uchun xavfsiz sharoitlar ishlab chiqilgan, portlatilgan tog' jinsi bo'laklarining zararli ta'siri nuqtai nazaridan tog'-kon uskunalarini va muhandislik kommunikatsiyalari yaqinidagi portlatish ishlarini taxminiy baholashni amalga oirish, bu yalpi portlashlarni amalga oshirish tartibini o'zgartirishga, shuningdek, karyerlarda portlatish ishlarining xavfsizligi va samaradorligini oshirishga imkon beradi.

Portlatish ishlarining har tomonlama xavfsizligini ta'minlash uchun Borland Delphi 7.0 tilida 3 ta kompyuter dasturlari ishlab chiqilgan [2-4]:

1. Chang-gaz buluti bo'lgan zaharli gazlarning massasini hisoblash;
2. Chang-gaz buluti bilan birga otilib chiqadigan changning qattiq massasini hisoblash;

3. Portlatish vaqtida xavfsiz masofalarni hisoblash. Dasturlarning yangiligi O'zbekiston Respublikasi kompyuter dasturlari davlat reyestrda ro'yxatga olingan № DGU 14250, № DGU 14251 va № DGU 14252 sertifikatlari bilan himoyalangan.

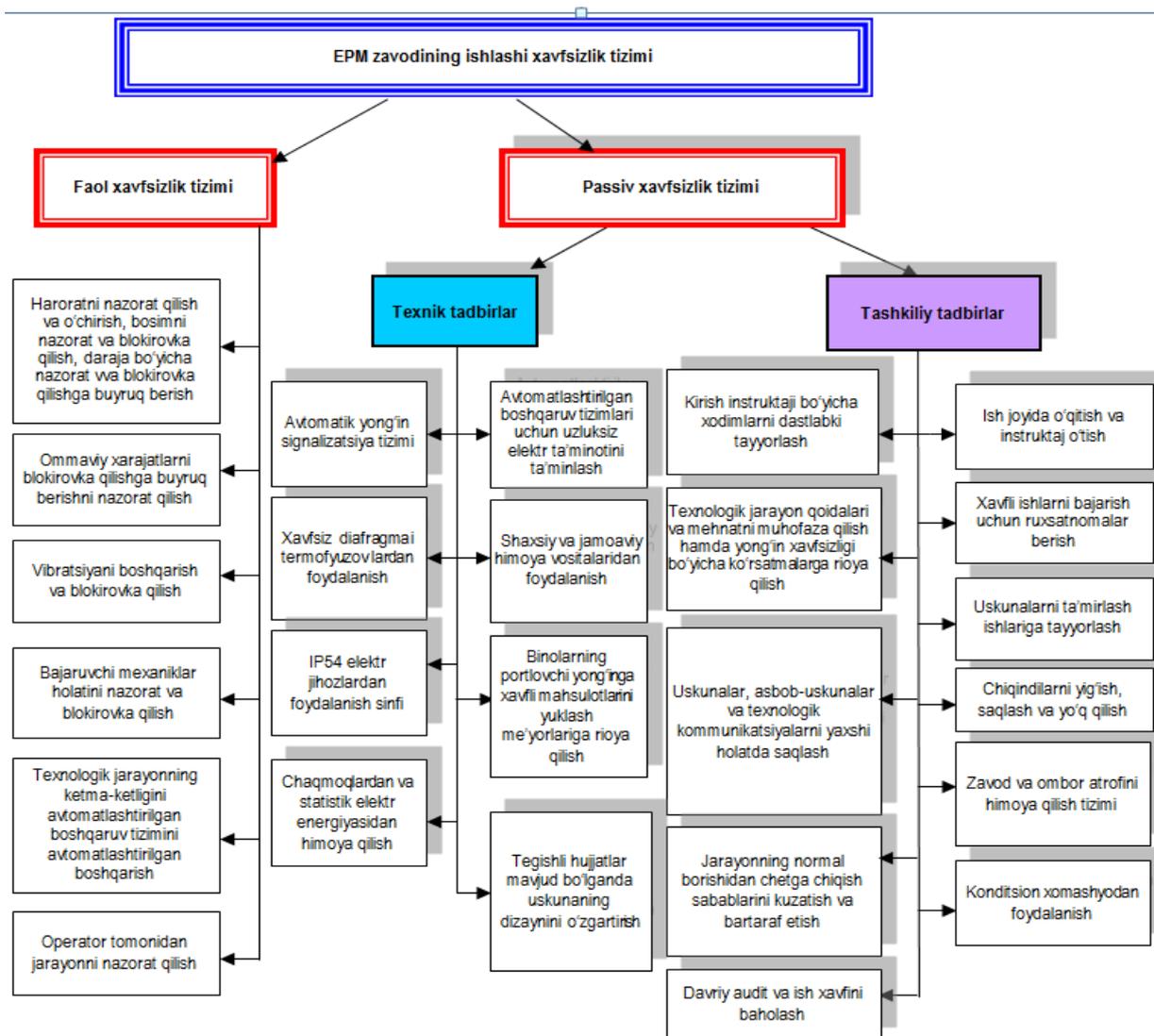
Laboratoriya sharoitida mahalliy xomashyoning tarkibiy qismlaridan foydalangan holda qotuvchi aralashmaning yangi tarkibini yaratishga qaratilgan tadqiqot ishlarini olib borildi. Tadqiqotning asosiy maqsadi burg'ilangan tog' jinsi bo'laklari va kimyoviy qo'shimchalarning tez qotuvchi beton aralashmasidan foydalanib, tog' jinslarini maydalash sifatini ta'minlash bilan tog' jinsi bo'laklarining yoyilish doirasini kamaytirish uchun portlatish ishlarini o'tkazish usulini ishlab chiqish edi.

Ushbu muammoni hal qilish uchun keng qamrovli tadqiqotlar o'tkazildi va qotuvchi aralashmaning 4 xil turi ishlab chiqildi:

1-retsept. Burg'ilangan tog' jinsi kukuni va sement aralashmasi 3:1 nisbatda tayyorlandi va 200 ml 5% natriy silikat eritmasi bilan suyultirildi. Aralashma 40 daqiqadan so'ng qotib qoldi. Aralashmaning zichligi 1,7 kN ni tashkil etdi.

2-retsept. Burg'ilangan tog' jinsi kukuni va bentonit aralashmasi 3:1 nisbatda tayyorlandi va 160 ml 5% natriy silikat eritmasi bilan suyultirildi. Aralashma 30 daqiqadan so'ng qotib qoldi. Aralashmaning zichligi 1,8 kN ni tashkil etdi.

3-retsept. Burg'ilangan tog' jinsi kukuni va gips aralashmasi 3:1 nisbatda tayyorlandi va 160 ml 5% natriy silikat eritmasi bilan suyultirildi. Aralashma 20 daqiqadan so'ng qotib qoldi. Aralashmaning zichligi 2,4 kN ni tashkil etdi.

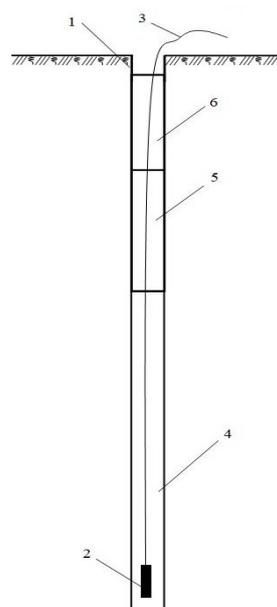


2-rasm. EPM zavodining ishlashi uchun tavsiya etilgan va o'rnatilgan xavfsizlik tizimi

4-jadval

Portlatilgan tog' jinsi bo'laklarini maksimal yoyilish masofasini hisoblash

Prof. M.M. Protodyakonov shkalasi bo'yicha tog' jinslarining qattqlik koeffitsiyenti	f	13
Skvajinali zaryad diametri	d, m	0,25
Qatordagi skvajinalar orasidagi masofa	a, m	6
Skvajinalar qatorlari orasidagi masofa	b, m	7
Pog'ona balandligi	N_u, m	10
Zaryadlash zichligi	$r, g/sm^3$	0,9
Zaryad uzunligi	L_z, m	6,7
Tiqin uzunligi	L_{ZAB}, m	5
PMning solishtirma sarfi	$q, kg/m^3$	0,7
PM skvajina zaryadining massasi	Q, kg	296
Shamol tezligi	$V, m/s$	5
Shamol uchirishi masofasi	DR, m	25
BPIHQ formulasi bo'yicha tog' jinsi bo'laklarini maksimal yoyilish masofasi	m	480
Ishlab chiqarilgan metodika bo'yicha tog' jinsi bo'laklarining maksimal yoyilish masofasi:		
– shamol va tiqinni hisobga olmagan holda	m	543
– tiqin qo'llanilishini hisobga olgan holda	m	408,5
– shamol va tiqinni hisobga olgan holda	m	433,5



3-rasm. Karyerlarda portlatish ishlari paytida tog' jinsi bo'laklarining yoyilish masofasini kamaytirish usuli: 1 – portlatish skvajinasi; 2 – oraliq detonator; 3 – elektr bo'lmagan qo'zg'atish tizimi (SINV); 4 – sanoat PM; 5 – igdanit – 80% va suv – 20% markali portlovchi modda faol tiqini; 6 – 5% natriy silikat aralashmasi bilan suyultirilgan 3:1 nisbatdagi burg'ilash kukuni va gips aralashmasidan qotuvchi aralashma

4-retsept. Burg'ilangan tog' jinsi bo'laklari va alibaster aralashmasi 3:1 nisbatda tayyorlandi va 160 ml bilan 5% natriy silikat eritmasi bilan suyultiriladi. Aralashma 50 daqiqadan so'ng qotib qoldi. Aralashmaning zichligi 1,6 kN ni tashkil etdi.

O'tkazilgan laboratoriya tadqiqotlari natijasida skvajinning tiqin qismida qo'llash uchun eng maqbul qotuvchi aralashmaning 3 retsepti 5% natriy silikat aralashmasi bilan suyultirilgan 3:1 nisbatdagi burg'ilash chiqindilari va gips aralashmasidan iborat ekanligi aniqlandi.

Tadqiqot natijasida karyerlarda portlatish ishlari, shu jumladan skvajinalarni burg'ilash, ularni portlovchi moddalar bilan to'ldirish, tiqinlash va portlatish paytida tog' jinsi bo'laklarining yoyilishini kamaytirish usuli ishlab chiqilgan, pastki tiqinlash bo'shlig'ida o'z navbatida ikkita teng qismdan iborat pastki tiqin hosil bo'ladi, bu esa: quyi qismidagi sanoat portlovchi moddalari 20% suv aralashmasi bilan, yuqori qismi esa burg'ilash skvajinalaridan chiqqan tog' jinsi kukuni va 5% li natriy silikat eritmasi bilan, 3:1 nisbatda suyultirilgan gips bilan to'ldiriladi.

3-rasmda karyerlarda portlatish ishlari paytida tog' jinsi bo'laklarining yoyilish masofasini kamaytirish uchun taklif qilingan usulni amalga oshirishda har bir skvajinning zaryadlash sxemasi ko'rsatilgan.

«Karyerlarda yalpi portlashlar hosil qilishda atmosferaning chang va gaz bilan ifloslanishi ko'rsatkichlarini tadqiq qilish metodikasi»ga muvofiq

«Olmaliq kon-metallurgiya kombinati» AJ «Qalmoqir» konida karyerlarda portlatish ishlari olib borishda tog' jinslari bo'laklarining yoyilishini kamaytirishni yangi usulining tajriba-sanoat sinovlari o'tkazildi.

Tajriba sinovlar natijasida asosiy zaryad va detonatsiya mahsulotlarining portlash impulsiga qarshi bosim tiqinning pastki qismida hosil bo'lganligi aniqlandi, bu portlash jarayonining yonishga o'tishini osonlashtirdi va shu bilan portlash to'liqining tezligini pasaytirdi. Qotgandan keyin tiqinning yuqori qismi (qotish vaqti 40 min) zarb-havo to'liqining intensivligini va tog' jinsi bo'laklarining yoyilish masofasini kamaytirishga hissa qo'shadigan o'ziga xos tortishish hosil qildi.

Karyerlarda portlatish ishlari paytida tog' jinsi bo'laklarining yoyilishini kamaytirish usulining tajriba sinovlari natijasida bino va inshootlar uchun xavfsiz masofa 470 m (an'anaviy usulda – 600 m), tog' jinsi bo'laklarining yoyilishi bilan odamlar uchun xavfli masofa 720 m (an'anaviy usulda – 1000 m), bino va inshootlar uchun yer yuzidagi portlash paytida zarb-havo to'liqining ta'sir qilishi uchun xavfsiz masofa 415 m (an'anaviy usulda – 650 m) ekanligi aniqlandi.

Shunday qilib, ishlab chiqilgan usul tog' jinslarining skvajina og'zi orqali chiqib ketishi paytida portlovchi gazlari tomonidan xavfli yoyilishining oldini oldi, portlash impulsining davomiylikini oshirdi va tog' jinslari massivining yetarli darajada maydalanishiga imkon berdi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Zairov Sh.Sh., Mehmonov M.R., Fatxiddinov A.U. Portlash energiyasi bilan tosh massasini maydalash sifatini yaxshilash. Monografiya. – Germaniya: LAP LAMBERT Akademik nashriyoti, 2022. – 165 bet.
2. Sulaymonov A.A., Zairov Sh.Sh., Fatxiddinov A.U., Normatova M.J., O'rinov Sh.R., Nasirov U.F. Chang va gaz buluti bilan chiqariladigan zararli gazlar massasini hisoblash // 17.12.2021 yildagi DGU 2021 4201-sonli ariza bo'yicha DGU 14252-sonli kompyuter dasturini rasmiy ro'yxatdan o'tkazish to'g'risidagi guvohnoma. Kompyuter dasturlari davlat reestrda ro'yxatga olingan. O'zbekiston Respublikasi. 17.01.2022 yil.
3. Sulaymonov A.A., Zairov Sh.Sh., Fatxiddinov A.U., Umarov F.Ya., Normatova M.J., O'rinov Sh.R. Chang va gaz buluti bilan chiqariladigan qattiq zarrachalar (chang) massasini hisoblash // 17.12.2021 yildagi DGU 2021 4214-sonli ariza bo'yicha DGU 14251-sonli kompyuter dasturini rasmiy ro'yxatdan o'tkazish to'g'risidagi guvohnoma. Davlat reestrda ro'yxatga olingan. O'zbekiston Respublikasi Kompyuter dasturlari 17.01.2022.
4. Zairov Sh.Sh., Fatxiddinov A.U., Sulaymonov A.A., Nasirov U.F., Umarov F.Ya., Normatova M.J., O'rinov Sh.R. Portlashlar paytida xavfsiz masofalarni hisoblash // EHM uchun dasturi rasmiy ro'yxatdan o'tkazish to'g'risidagi guvohnoma 17.12.2021 yildagi DGU 14250-sonli DGU 2021 4215-sonli ariza. O'zbekiston Respublikasi Kompyuter dasturlari davlat reestrda 01.01.2021 yilda ro'yxatga olingan. 17/2022.

«GORNII VESTNIK UZBEKISTANA», 2023, № 2 (93) pp. 9-13

AN INTEGRATED SAFETY SYSTEM FOR BLASTING IN QUARRIES AND THE MANAGEMENT OF THE MAGNITUDE OF THE DAMAGE FACTOR

¹Umarov F.Ya., Director, Candidate of Technical Sciences, Professor.

²Zairov Sh.Sh., Professor at the Department of "Mining", Doctor of Technical Sciences.

³Fatxiddinov A.U., Associate Professor at the Department of General Professional and Economic Sciences, PhD.

¹National University of Science and Technology «MISIS» (Almalyk Branch), Almalyk, Uzbekistan.

²Navoi State University of Mining and Technologies, Navoi, Uzbekistan.

³Tashkent State Technical University named after Islam Karimov (Almalyk Branch), Almalyk, Uzbekistan.

The paper has established the feasibility of using a new design of borehole explosive charges, preventing dangerous scattering of lumps of rock by explosion gases during their flow through the wellhead and increasing the duration of the explosion pulse and the degree of its energy use for crushing rocks. It is determined that the implementation of proactive technological, technical and organizational measures can reduce the likelihood of emergencies, improve safety and rationalize the range of explosive materials in factories close to the site of mining in deep pits.

A method for investigating the composition of a solidifying mixture for use in the face part of an explosive borehole in laboratory conditions is developed.

Keywords: impact of blasting works on the environment, damaging factors, method for studying the effect of blasting borehole explosive charges, controlling the magnitude of the damaging factor, integrated safety system in the production and use of explosives; composition of a solid mixture for use in the face part of the explosive well, the way to reduce the dispersion of pieces of rock during blasting operations in open pits.

Bibliographic list:

1. Zairov Sh.Sh., Mehmonov M.R., Fatxiddinov A.U. Improving the quality of crushing a rock mass by explosion energy. – Monograph: LAP LAMBERT Academic Publishing (Germany), 2022. –165 p.
2. Suleimanov A.A., Zairov Sh.Sh., Fatxiddinov A.U., Normatova M.Zh., Urinov Sh.R., Nasirov U.F. Calculation of the mass of harmful gases emitted with a dust and gas cloud // Certificate of official registration of the computer program No. DGU 14252 on application No. DGU 2021 4201 dated 12/17/2021. Registered in the state register of computer programs of the Republic of Uzbekistan on 01/17/2022.
3. Suleimanov A.A., Zairov Sh.Sh., Fatxiddinov A.U., Umarov F.Ya., Normatova M.Zh., Urinov Sh.R. Calculation of the mass of solid particles (dust) emitted with a dust and gas cloud // Certificate of official registration of the computer program No. DGU 14251 on application No. DGU 2021 4214 dated 12/17/2021. Registered in the state register of computer programs of the Republic of Uzbekistan on 01/17/2022.
4. Zairov Sh.Sh., Fatxiddinov A.U., Suleimanov A.A., Nasirov U.F., Umarov F.Ya., Normatova M.Zh., Urinov Sh.R. Calculation of safe distances during explosions // Certificate of official registration of the computer program No. DGU 14250 upon application No. DGU 2021 4215 dated 12/17/2021. Registered in the state register of computer programs of the Republic of Uzbekistan on 01/17/2022.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ПРИКОНТУРНОЙ ЗОНЕ КАРЬЕРА НА СОСТОЯНИЕ ОТКОСОВ УСТУПОВ



Насиров У.Ф.,
зам. директора
по научной работе и инновациям
филиала НИТУ «МИСиС» (г. Алматы),
д.т.н., профессор



Заïрова Ф.Ю.,
инженер
«ИЦ по ВНТ» АО «НГМК»



Равшанова М.Х.,
доцент кафедры
«Горное дело» НГГТУ,
PhD



Мехмонов М.Р.,
доцент кафедры
«Горное дело» НГГТУ, PhD

Maqolada qoyali tog' jinsi pog'onalarining qiyaliklarini deformatsiyalanishini kuzatish natijalari keltirilgan bo'lib, bu massivning eng xavfli buzilishlari deyarli har doim geologik yuzaga kelishning zaiflashuv tekisliklariga to'g'ri kelishini ko'rsatdi. Deformatsiyalarning tabiati har doim ham bir xil emasligi va sezilarli darajada massivning mustahkamlik xususiyatlariga hamda zaiflashuvchi tekisliklarning yo'nalishiga bog'liqligi aniqlandi.

Olib borilgan tadqiqotlar natijasida ma'lum bo'ldiki, texnologik jihatdan eng maqbul, yuqori unumdorlikni ta'minlaydigan va shakllanayotgan pog'onalar holatini boshqarishning yetarlicha samarali usuli bu konturli portlatishdir.

Qoldiq deformatsiyalar zonasida pog'onalarni qiyalashtirish sxemasi taklif etilgan bo'lib, bu bir nechta texnologik pog'onalarni bittada birlashtirish orqali katta balandlikdagi pog'onalarni hosil qilish imkonini beradi.

Tayanch iboralar: *karyerning kontur oldi zonasi, portlatish ishlari, pog'ona qiyaliklarining holati, qiyalik deformatsiyalanishini kuzatish, tog' jinslari massivining buzilishi, konturli portlatish, karyer bortlari va pog'onalarining turg'un qiyaligini hisoblash usullari, pog'ona qiyaligi parametrlari.*

В работе приведены результаты наблюдения за деформациями откосов скальных уступов, которые показали, что наиболее опасные нарушения массива практически всегда совпадают с плоскостями ослабления геологического происхождения. Установлено, что характер деформаций не всегда одинаков и существенно зависит как от прочностных характеристик массива, так и ориентации плоскостей ослабления.

В результате проведенных исследований установлено, что наиболее технологичным, обеспечивающую высокую производительность, и достаточно эффективным способом управления состоянием формируемых уступов, является контурное взрывание.

Рекомендована схема заоткоски уступов в зоне остаточных деформаций, позволяющая создать уступы большой высоты путём объединения нескольких технологических уступов в один.

Ключевые слова: *приконтурная зона карьера, взрывные работы, состояние откосов уступов, наблюдения за деформациями откосов, нарушения массива горных пород, контурное взрывание, методы расчетов устойчивости откосов уступов и бортов карьеров, параметры откосов уступов.*

Наблюдения за деформациями откосов скальных уступов показывают, что наиболее опасные нарушения массива практически всегда совпадают с плоскостями ослабления геологического происхождения. Однако характер деформаций не всегда одинаков и существенно зависит как от прочностных характеристик массива, так и ориентации плоскостей ослабления. Необходимо отметить, что ориентация плоскостей ослабления и значение величин сцепления и коэффициента внутреннего трения по этим плоскостям после взрыва играют решающую роль как при решении вопроса об устойчивости откоса, так и при решении вопроса о допустимых напряжениях во фронте волн сжатия.

Наблюдения за деформациями уступов, приведенных в работах [1-3] свидетельствуют о том, что при длительном стоянии профиль откоса уступа приближается к профилю границы зоны разрушения межблочных связей в контурном массиве. Анализ источников [4, 5] позволяет выделить пять наиболее типичных вариантов формирования устойчивой поверхности откоса скальных уступов в зависимости от ориентации наиболее ярко выраженной системы трещин.

При наличии системы трещин, полого падающих в сторону карьера, деформации уступов связаны с обрушением по плоскостям скольжения, образуемым в результате развития и соединения трещин данной системы под воздействием сжимающих напряжений во фронте волны напряжений при производстве взрывов. Устойчивость уступа при такой ориентации трещин всецело зависит от сохранности контактов поверхностей ослабления. Этот случай ориентации трещин является наиболее опасным. Обеспечение сохранности контактов возможно лишь при использовании предварительного щелеобразования и наложении жестких ограничений на параметры буровзрывных работ (БВР) в приконтурной зоне карьера.

При наличии системы крутопадающих в сторону карьера трещин, заоткоска происходит по одной из трещин системы. Однако формирование потенциальных плоскостей скольжения в результате развития трещин данной системы под воздействием растягивающих напряжений в отраженной от трещины волне происходит и на больших расстояниях от взрыва. Наблюдения за деформациями откосов показывают, что с течением времени, возможно отслоение

и обрушение массива по плоскостям трещин, ослабленных взрывом. Но благодаря быстрому затуханию волн напряжений с расстоянием, при такой ориентации трещин размеры зоны нарушений сравнительно невелики.

Такую ориентацию трещиноватости можно считать наиболее благоприятной с точки зрения влияния взрывных работ вблизи предельного контура на устойчивость уступа. Целесообразность применения контурного взрывания в этом случае обусловлена повышением точности оконтуривания и ускорением процесса формирования устойчивой поверхности откоса.

При углах падения наиболее ярко выраженных трещин, близких к вертикальным, устойчивый угол откоса целиком определяется размерами зоны нарушения межблочных связей.

Применение предварительного щелеобразования является достаточной мерой для достижения длительной устойчивости уступов под проектным углом [6].

Однако в отдельных случаях, особенно при мелкоблочном строении массива, производством крупномасштабных взрывов в приконтурной зоне может приводить к формированию откоса по ступенчатой поверхности, что необходимо учитывать при выборе параметров БВР.

При наличии пологопадающей системы трещины в тыл массива применение предварительного щелеобразования особенно эффективно.

При ограничении зоны нарушений достигаются весьма крутые углы заоткоски уступов, в то время как при обычном взрывании в результате нарушения законтурного массива формируется угол откоса, близкий к естественному углу откоса дробленых отдельных. Причина заключается в том, что, несмотря на отсутствие опасно ориентированных трещин, массив подвергается интенсивным деформациям на значительно большую глубину, чем в ранее рассмотренных вариантах, так как в этом случае каждый слой является своеобразным волноводом, что способствует разрушению межблочных связей на значительных расстояниях от зарядов.

В целом, необходимо отметить, что наличие зоны нарушений во всех случаях приводит к выполаживанию откосов уступов против проектных. Независимо от строения массива после выполаживания профиль откоса приближается к профилю зоны нарушения межблочных связей и имеет выпуклую форму.

Правильный выбор оконтуривающих зарядов и ограничение параметров БВР в приконтурной зоне имеют наиболее важное значение при строении массива.

В соответствии с Едиными правилами безопасности [7] при постановке бортов карьеров на предельный контур допускается ширина берм не менее $1/3 H_y$.

Следовательно, при заданном по устойчивости, угол заоткоски уступа (α_y) и его высота (H_y), предельный технологически достижимый угол погашения борта ($tg\alpha_{\delta}^t$), на котором предусматривается оставление берм и площадок под оборудование общей шириной B , для борта высотой H_{δ} , может быть определён по формуле [8]:

$$tg\alpha_{\delta}^t = \left[H_{\delta} ctg\alpha_y + \frac{H_{\delta}}{3}(n-1) + H_{\delta} B \right]^{-1}, град \quad (1)$$

где B – ширина транспортных берм, приходящаяся на единицу высоты борта карьера, m/m ;

n – число уступов.

$$n = \frac{H_{\delta}}{H_y} \quad (2)$$

Ниже приведены расчётные значения предельных технологически достижимых углов погашения борта для карьера глубиной 600 м при различных значениях α_y (табл. 1). Расчёт произведён для уступов высотой $H_y = 30$ и при отсутствии транспортных берм ($B = 0$).

Из сопоставления расчётных значений α_{δ}^t со значениями устойчивых углов уступов и бортов карьеров на рудных месторождениях

различных генетических типов следует, что практически во всех случаях предельно технологически достижимые углы погашения меньше или близки к устойчивым. Если же учесть, что ширина транспортных берм на предельном контуре карьера при автомобильном транспорте составляет, соответственно, не менее 50 и 30 м на 100 м его высоты, то технологически достижимые углы погашения бортов, отстроенные с учётом транспортных берм на 7-15° положе предельно допустимых по устойчивости.

Таким образом, при проектных углах погашения борта рудных карьеров являются потенциально устойчивыми. А проектные углы откосов уступов принимаются равными предельным по устойчивости.

Однако при подготовке скальных пород к выемке с использованием взрывных работ наблюдаются значительные деформации массива за поверхностью отрыва [9, 10], что приводит к выполаживанию откосов и разрушению предохранительных и транспортных берм.

Для восстановления транспортных коммуникаций в этом случае требуется дополнительная разноска бортов карьера, что связано со значительными материальными затратами на удаление дополнительного объёма вскрышных пород и расконсервацию борта.

В связи с этим, для глубоких карьеров экономически оправдано [10] применение специальной технологии ведения буровзрывных работ в приконтурной зоне и проведение мероприятий, направленных на обеспечение устойчивости уступов под проектным углом откоса.

Наиболее технологичным, обеспечивающим высокую производительность, и достаточно эффективным способом управления состоянием формируемых уступов, остаётся контурное взрывание. Относительная дешевизна контурного взрывания по сравнению с искусственным укреплением откосов делает его незаменимым при оформлении откосов уступов.

Эффективность мероприятий по предотвращению выполаживания откосов уступов определяется по формуле:

$$\Delta = C_1 V - C_2 S, \text{ сум/год}, \quad (3)$$

где Δ – экономический эффект от внедрения мероприятий, предотвращающих выполаживание откосов уступов и необходимость дополнительной разnosки бортов, сум/год ;

C_1 – прямые затраты на удаление вскрышных пород, сум/м^3 ;

V – дополнительный объём вскрыши, подлежащей удалению в расчётном году при планомерной разnosке бортов с учётом выполаживания откосов, $\text{м}^3/\text{год}$;

C_2 – затраты на контурное взрывание, сум/м^2 ;

S – суммарная поверхность откосов уступов, выводимых на проектный контур в расчётном году, $\text{м}^2/\text{год}$.

Дополнительный объём вскрыши при отказе от мероприятий по обеспечению устойчивости откосов уступов в карьере вытянутой формы на 1000 м протяженности борта определяется по формуле:

$$\Delta V = 500 H_{\delta}^3 (ctg\alpha_{\delta 1} - ctg\alpha_{\delta 2}), \text{ м}^3 / \text{км}, \quad (4)$$

Для глубоких карьеров, имеющих в плане округлую форму, дополнительный объём вскрыши в карьере составит:

$$\Delta V = 500 H_{\delta}^3 (ctg^2\alpha_{\delta 1} - ctg^2\alpha_{\delta 2}), \text{ м}^3 \quad (5)$$

где $\alpha_{\delta 1}$ и $\alpha_{\delta 2}$ – усреднённые углы погашения бортов в случае дополнительной разnosки из-за выполаживания уступов и при соблюдении проектных углов уступов, $град$.

Из (4) и (5) следует, что эффект от увеличения угла погашения борта особенно резко проявляется на глубоких карьерах.

Таблица 2

Некоторые минералы, содержащие ценные металлы, входящие в состав рудовмещающих пород [4-7]

$\alpha_y, град$	40	45	50	55	60	65	70	75	80
$\alpha_{\delta}^t, град$	33,5	37,0	40,5	45,5	47,5	51,3	55,0	59,0	63,0

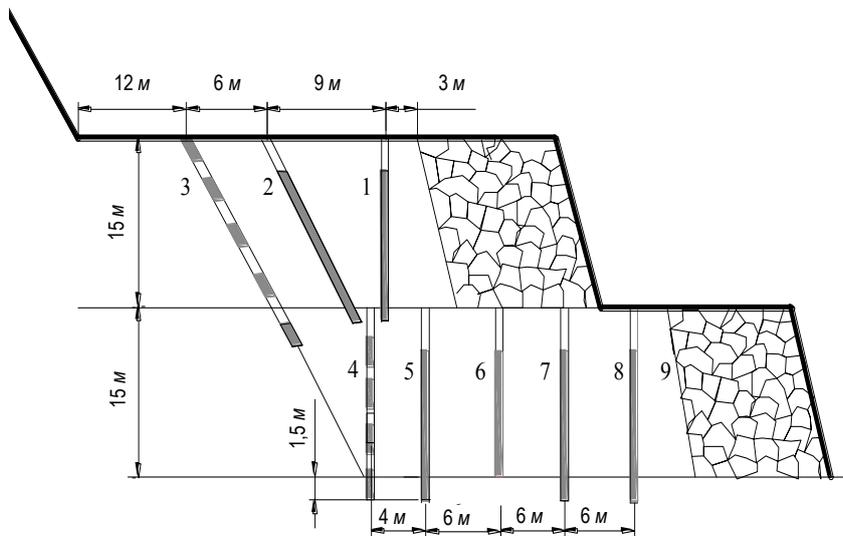


Рис. 1. Сдваивание уступов при падении трещин в сторону массива

Известно, что интенсивное затухание скорости колебаний в осадочных скальных породах происходит на удалении 65-95 м от центра взрыва [11-13].

Величина деформации горных пород в уступах зависит от способов взрывания скважин и конструкции заряда, т.е. от массы одновременно взрывааемых зарядов, их формы и расстояния между ними.

Степень влияния конструкции заряда для любой точки массива можно выразить через меру сейсмической опасности при взрывании одиночного заряда [13]:

$$\rho = \frac{\sqrt[3]{Q}}{r_u}, \quad (6)$$

где r – мера сейсмической опасности, $кг^{1/3}/м$;

Q – величина заряда ВВ, $кг$;

r_u – расстояние от центра заряда до точки в массиве, $м$.

При проведении массового взрыва мера сейсмической опасности ρ_i определяется по формуле [13]:

$$\rho_i = \frac{\sqrt{Q_{эф_i}}}{r_{эф_i}}, \quad (7)$$

где $r_{эф}$ – эффективный радиус, который равен:

$$r_{эф} = \frac{\sum \sqrt[3]{Q_i \cdot r_2}}{\sum \sqrt[3]{Q_i}}, \quad (8)$$

$Q_{эф}$ – эффективный заряд, определяемый из выражения:

$$Q_{эф} = \sum Q_i \left(\frac{r_{эф}}{r_i} \right)^3. \quad (9)$$

Для обеспечения устойчивости приконтурных уступов очень важны методы и способы ведения работ при отработке приконтурных лент и заоткоске уступов.

Применение оптимальных способов заоткоски уступов в определенном положении позволит создать уступы большой высоты путём объединения нескольких технологических уступов в один.

Известно, что создание экранируемой щели в сильнотрещиноватых породах или в породах, претерпевших остаточные деформации от действия массовых взрывов, не предохраняет бортовой массив от дробящего и сейсмического действия массовых взрывов.

Поэтому необходимо осуществлять сдваивание и страивание стационарных уступов в этих условиях по различным технологи-

ческим схемам с учётом горно-геологических условий. На карьерах чаще всего сдваивание (страивание) уступов в условиях остаточных деформаций пород ведётся раздельно с помощью наклонных и укороченных вертикальных скважин.

Закономерности формирования величины отрыва горных пород по верхней и нижней площадкам уступа определяются в зависимости от: структурных особенностей горного массива; величины перебура скважин; удельного расхода ВВ; оптимальной при подходе к проектному контуру ширины экскаваторной заходки.

Анализ работ [14, 15] свидетельствует о том, что величина отрыва пород во многом зависит от пространственной ориентировки поверхностей ослабления. На величину отрыва пород значительно влияют удельный расход ВВ и величина перебура скважин. При однорядном взрывании величина отрыва по верхней бровке уменьшается с возрастанием величины перебура. При этом, величина отрыва по подошве уступа при величине перебура 2,5-3 м начинает существенно увеличиваться, что может привести к подработке уступа.

В связи с этим, оптимальное значение перебура при сдваивании уступов следует принимать равным 2,0 м.

При двухрядном взрывании характер зависимости величины отрыва пород от величины перебура сохраняется, но сама величина отрыва на 1,5-2,0 м больше, чем при однорядном взрывании.

Увеличение удельного расхода ВВ при взрывах, начиная с $q = 0,50 \text{ кг/м}^3$, приводит к разному увеличению отрыва пород по верхней бровке, в то время как величина отрыва увеличивается незначительно.

Выявленные закономерности можно использовать при разработке схемы сдваивания уступов в условиях остаточных деформаций пород. Схема сдваивания 15-метровых уступов в породах с падением поверхностей ослабления (трещин) в сторону массива приведена на рис. 1 [15].

Схемой предусмотрена раздельная заоткоска уступов. На верхнем уступе бурится один ряд вертикальных скважин (1) и два ряда наклонных скважин (2, 3) из которых один (3) пробурен по контуру. Расстояние в ряду между контурными наклонными скважинами – 4 м, в рядах (2) наклонных и (1) вертикальных скважин – 7 м.

Глубина заоткосных скважин первого ряда (3) – 19 м при высоте уступа 15 м. Заряды в контурных скважинах рассредоточены воздушными промежутками.

Величина заряда для других скважин должна быть определена с учётом трещиноватости пород. Удельный расход ВВ 0,40 $кг/м^3$, взрывание – короткозамедленное через 35 мс последовательное от обнажённой поверхности к проектному контуру.

Защита приконтурного массива горных пород при отработке нижнего уступа осуществляется путём создания вертикальной барьерной щели. Для этого бурится ряд вертикальных скважин (4) с интервалом 2,5 м в ряду, в которых размещаются заряды ВВ с удельным зарядом 2 $кг/л.м$.

Заряды в скважинах этого ряда взрываются мгновенно, после чего производится взрывание с интервалом замедления 35 мс зарядов рыхления во взрывных скважинах (5-8) последовательно от обнажённой поверхности откоса уступа (9) к проектному контуру уступа.

Таким образом, рекомендована схема заоткоски уступов в зоне остаточных деформаций, позволяющая создать уступы большой высоты путём объединения нескольких технологических уступов в один.

Библиографический список:

1. Исследование устойчивости бортов Соколовского карьера ССГОК. Отчет. ИГД МЧМ, 1975. – 133 с.
2. Комарова В.В., Зотеев В.Г. Развитие деформации скальных уступов во времени // В сб.: Вопросы инженерной геологии при проектировании, строительстве и эксплуатации подъемных сооружений, шахт и карьеров // С.-Пб.: 2000. – Вып. 2. – С. 35-39.
3. Кузнецов Г.В., Ульбин В.П. Деформирование массива скальных пород при действии интенсивных взрывных нагрузок. – Москва, 1999. – 321 с.
4. Инструкция по наблюдению за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости. – С. – Пб., 1995.
5. Фисенко Г.Л. Устойчивость бортов карьеров и отвалов. – М.: Недра, 1995. – 278 с.
6. Силкин А.А., Кольцов В.Н., Шеметов П.А., Жиянов Ю.А., Иноземцев С.Б. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана. – Ташкент: Фан, 2005. – 229 с.
7. Единые правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – М., 2002. – 97 с.
8. Щелканов В. Л., Зотеев В.Г. Изменение параметров глубоких карьеров при вскрытии их подземными выработками // Горный журнал. – Москва, 1992. – № 9. – С. 26-28.
9. Попов С.И. Устойчивость бортов рудных карьеров при производстве массовых взрывов: Техника и технология открытых горных работ. – М., 1999. – 125 с.
10. Фисенко Г.Л., Ревазов М.Л., Галустьян Э.Л. Укрепление откосов в карьерах. – М., 1994. – 211 с.
11. Бахарев Р.Г. Некоторые результаты изучения действия массовых взрывов на уступах и бортах карьеров // Изв. вузов. Горный журнал. – Москва, 1969. – № 2. – С. 54-61.
12. Туринцев Ю.И., Леонтьев В.П., Селиверстов А.И. Снижение разрушения массива пород взрывными работами при разработке приконтурных лент // Материалы совещания по вопросам изучения устойчивости откосов на карьерах. – Белгород: ВИОГЕМ, 1969. – 216 с.
13. Агу И.А. Некоторые результаты наблюдений за влиянием взрывных работ на устойчивость бортов карьеров // Тр. ВНИМИ. – Л.: 1962. – № 454. – С. 106-113.
14. Шеметов П.А. Подготовка горной массы для циклично-поточной технологии карьера Мурунтау // Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом. – Ташкент: Фан, 1997. – С. 75-80.
15. Мальгин О.Н., Руццов С.К., Шеметов П.А., Шлыков А.Г. Совершенствование технологических процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. – Ташкент: Фан, 2003. – 199 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2023, № 2 (93) pp. 14-17

INVESTIGATION OF THE IMPACT OF BREAKING IN THE NEAR-SURFACE AREA OF THE QUARRY ON THE CONDITION OF THE SCARP SLOPES

• **Nasirov U.F.**, Deputy Director for Research and Innovation, Doctor of Technical Sciences, Professor.
 • **Zairova F.Yu.**, Engineer of the Innovation Center for the Implementation of New Technologies. E-mail: FY.Zairova@ngmk.uz.
 • **Ravshanova M.Kh.**, Associate Professor at the Department of "Mining", PhD.
 • **Mekhmonov M.R.**, Associate Professor at the Department of "Mining", PhD.

• **National University of Science and Technology "MISIS" (Almalyk Branch), Almalyk, Uzbekistan.**
 • **JSC «Navoi Mining and Metallurgical Company». Navoi, Uzbekistan.**
 • **Navoi State University of Mining and Technologies, Navoi, Uzbekistan.**

The study presents the results of observation of deformations of rock ledge slopes, which showed that the most dangerous massif disturbances almost always coincide with planes of weakening of geological origin. It was established that the character of deformations is not always the same and significantly depends on both strength characteristics of massif and orientation of planes of weakening.

As a result of conducted studies, it is established that the most technological, ensuring high productivity, and rather effective way of controlling the state of formed benches is contour blasting.

The scheme of scarification of slopes in the zone of residual deformations is recommended, allowing to create large-height slopes by combining several technological slopes into one.

Keywords: open-pit contour zone, blasting, scarp slope condition, slope deformation monitoring, rock mass disturbance, contour blasting, methods of scarp and quarry slope stability calculations, scarp slope parameters.

Bibliographic list:

1. Study of the stability of the sides of the Sokolovsky open pit SSGOK. Report. IGD MChM, 1975. – 133 p.
2. Komarova V.V., Zoteev V.G. Development of deformation of rock ledges in time // In the collection: Issues of engineering geology in design, construction and operation of lifting structures, mines and quarries // S. Pb.: 2000. – Issue. 2, pp. 35-39.
3. Kuznetsov G.V., Ulybin V.P. Deformation of an array of rocks under the action of intense explosive loads. – Moscow, 1999. – 321 p.
4. Instructions for monitoring the deformations of the sides, slopes of ledges and dumps in open pits and developing measures to ensure their stability. – S. - Pb., 1995.
5. Fisenko G.L. Stability of quarry walls and dumps. – M.: Nedra, 1995. – 278 p.
6. Silkin A.A., Koltsov V.N., Shemetov P.A., Zhiyanov Yu.A., Inozemtsev S.B. Long-term stability management of slopes in quarries in Uzbekistan. – Tashkent: Fan, 2005. – 229 p.
7. Unified safety rules for the development of mineral deposits in an open way. – M., 2002. – 97 p.
8. Shchelkanov V.L., Zoteev V.G. Changes in the parameters of deep open pits when they are opened by underground workings // Mining Journal. – Moscow, 1992. – No. 9, pp. 26-28.
9. Popov S.I. The stability of the sides of ore open pits in the production of mass explosions: Technique and technology of open pit mining. – M., 1999. – 125 p.
10. Fisenko G.L., Revazov M.L., Galustyan E.L. Strengthening slopes in quarries. – M., 1994. – 211 p.
11. Bakharev R.G. Some result of studying the effect of mass explosions on the ledges and sides of quarries // Izv. universities. Mining magazine. – Moscow, 1969. – No. 2, pp. 54-61.
12. Turintsev Yu.I., Leontiev V.P., Seliverstov A.I. Reducing the destruction of the rock mass by blasting during the development of near-contour belts // Proceedings of the meeting on the study of the stability of slopes in open pits. – Belgorod: VIOGEM, 1969. – 216 p.
13. Agu I.A. Some results of observations of the effect of blasting on the stability of open pit walls. Tr. ATTENTION. – L.: 1962. – No. 454, pp. 106-113.
14. Shemetov P.A. Preparation of rock mass for the cyclic-flow technology of the Muruntau open pit // Theory and practice of open pit mining of the Muruntau deposit. – Tashkent: Fan, 1997, pp. 75-80.
15. Malgin O.N., Rubtsov S.K., Shemetov P.A., Shlykov A.G. Improvement of technological processes of drilling and blasting operations in open pit mining. – Tashkent: Fan, 2003. – 199 p.

ТЕХНОЛОГИЯ ПОДГОТОВКИ К ОТРАБОТКЕ ДОБЫЧНЫХ БЛОКОВ ПРИ ВЫЕМКЕ ФОСФОПЛАСТА НА КАРЬЕРЕ ТАШКУРА ДЖЕРОЙ-САРДАРИНСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ



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



Ермекбоев У.Б.,
старший преподаватель
кафедры «Горное дело» НГГТУ



Гиязов О.М.,
доцент
кафедры «Горное дело» НГГТУ,
PhD

Ushbu maqolada qatlamli fosforit rudalarini qazib olishda ularning yo'qotilish va aralashuvining normasini saqlab qolish uchun ruda bloklarini qazib olishdagi texnologiyalarga qo'yilgan savollari, frezerli kombaynning ishlashidagi texnologik sxemasi va kombayn bilan qazib olingan kon massasidagi foydali qazilmalarning balans zahiralari qazib olishning to'liqligini oshirish imkonini beruvchi maydonga joylashtirish sxemasi ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: *frezerlash, joylashtirish, balans zahira, foydali qazilma, aralashuv, foydali qazilma blogi, qatlam, karer, rubashka, ekskavatsiyalash, pog'ona brovkasi, saqlovchi qatlam, ustki qism, massa, shtabel, fraksiyalik tarkib.*

V данной статье для выдерживания нормативов потерь и разубоживания руды при отработке рудных пластов фосфоритов рассмотрены вопросы технологии подготовки к отработке добычных блоков, технологическая схема работы фрезерного комбайна и схемы укладки отфрезерованной горной массы комбайном в валки позволяющие повысить полноту извлечения балансовых запасов полезного ископаемого.

Ключевые слова: *фрезерование, укладка, балансовые запасы, руда, потери, разубоживание, добычной блок, пласт, карьер, рубашка, экскавация, бровка уступа, предохранительный слой, кровля, горная масса, штабель, фракционный состав.*

В данной статье предложена технология подготовки к отработке добычных блоков при выемке фосфопласта, технологическая схема работы фрезерного комбайна и схемы укладки отфрезерованной горной массы комбайном в валки которые позволят снизить нормативные потери и разубоживание руды, повысить полноту извлечения балансовых запасов полезного ископаемого.

Данная технология отработки фосфоритовых пластов Джерой-Сардаринского месторождения разработана для соблюдения технологии подготовки и отработки добычных блоков, а также для выдерживания нормативов потерь и разубоживания при отработке рудного пласта. Выемка фосфоритовой руды производится отработкой двух пластов (верхнего – первого и нижнего – второго).

Отработка рудного пласта производится добычными блоками.

При необходимости уточнения границ в контурах выклинивания рудных пластов в краевых частях карьера, в соответствии с залеганием рудного пласта производится маршейдерская выноска на местности контура блока.

В процессе вскрышных работ над рудным пластом оставляется предохранительный слой породы (охранная «рубашка»), высотой 0,2-0,5 м.

Охранная «рубашка» обеспечивает соблюдение норматива потерь и разубоживания в кровле рудного пласта при экскавации горной массы и передвижении горно-транспортных машин.

Мощность «рубашки» определяется визуально, путём копания ковшем экскаватора или фронт-

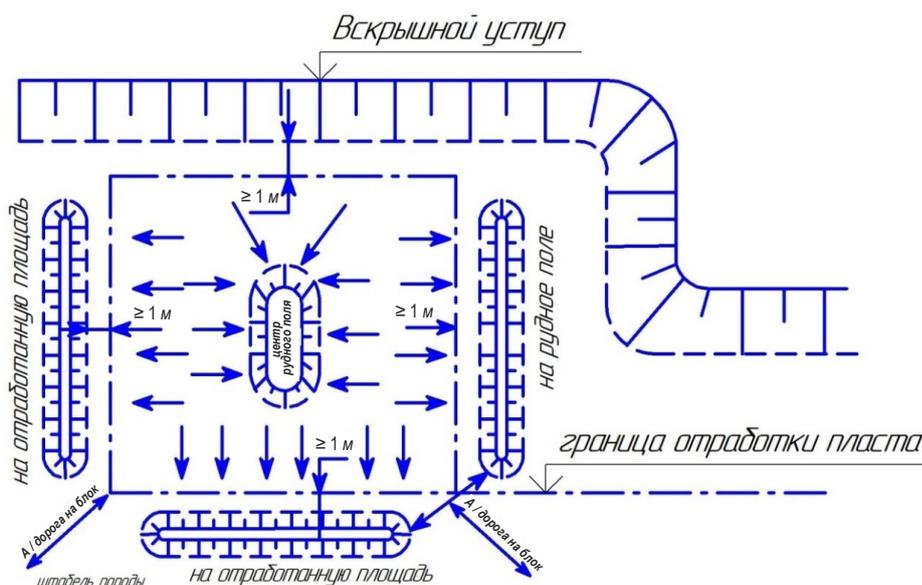


Рис. 1. Направления бульдозерной зачистки предохранительного слоя породы

тального погрузчика до кровли рудного пласта и устанавливается в зависимости от свойств и влажности настилающей рудный пласт породы.

Перед началом отработки добычного блока, охранная «рубашка» отрабатывается фрезерным комбайном, зачищается бульдозером или фронтальным погрузчиком (ФРП) до кровли рудного пласта с оставлением не зачищенного породного слоя не более 5 см. Штабель породы на добычном блоке в последующем отгружается в автосамосвалы или выталкивается за пределы рудного пласта на отработанную площадь.

При выталкивании породы, расстояние от края рудного пласта до нижней бровки породного штабеля должно составлять не менее 1 м (рис. 1). При зачистке «рубашки» пласта I вдоль верхней бровки вскрышного уступа пласта II, порода выталкивается в выработанное пространство.

Для исключения потерь руды при выталкивании охранной «рубашки» за пределы рудного пласта, порода должна наталкиваться без прихвата руды, с заваливанием по уровню кровли подработанного края пласта (рис. 2).

При нарезке временных съездов с подошвы вскрышного уступа (кровли пласта) на отработанную от руды площадь (почву пласта) должна исключаться срезка (прихват) пласта (рис. 3).

После бульдозерной зачистки добычного блока, производится его окончательная дозачистка грейдером или колёсным бульдозером от остатков породы, которые выталкиваются за пределы добычного блока не менее чем на 1 м от края рудного пласта (рис. 4). При этом, контакт отработанного рудного пласта и породы должен

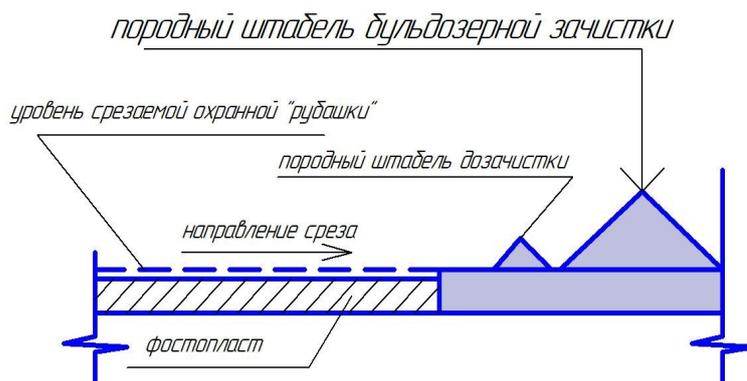


Рис. 2. Схема срезки охранной «рубашки» с краевой части пласта

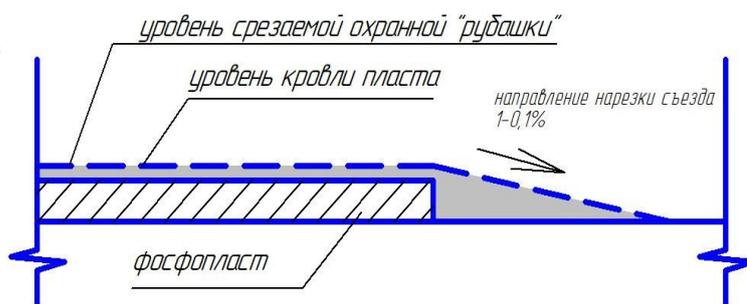


Рис. 3. Схема срезки автомобильного съезда

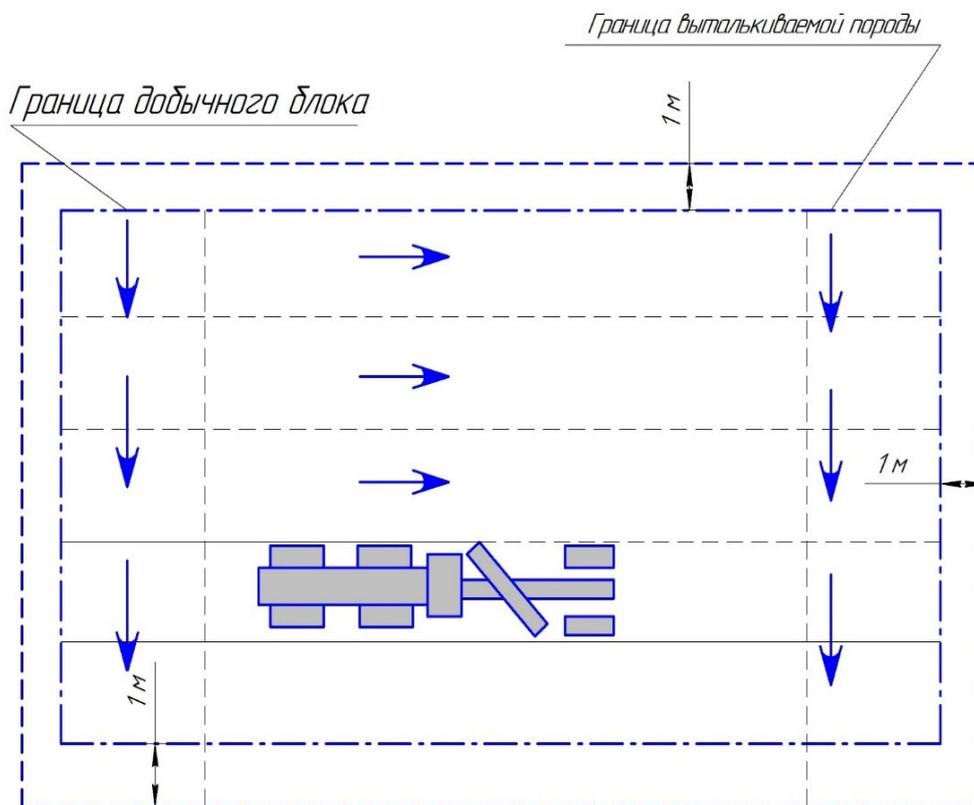


Рис. 4. Дозачистка кровли пласта грейдером или колёсным бульдозером

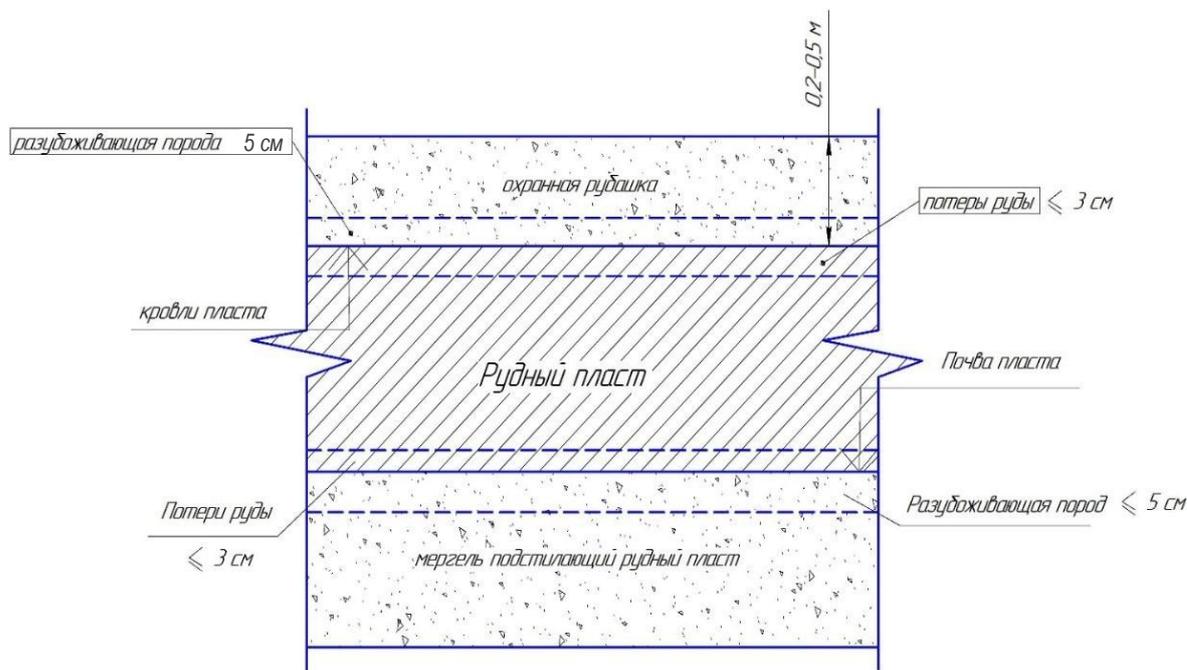


Рис. 5. Зоны технологических прихватов рудного пласта и породы

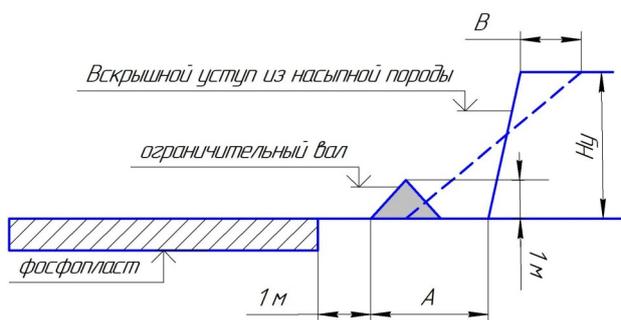


Рис. 6. Схема отработки транспортной перемычки в краевой части пласта: А – ширина зоны возможного скатывания кусков породы с откоса вскрышного уступа; В – ширина призмы возможного обрушения породы на откосе уступа

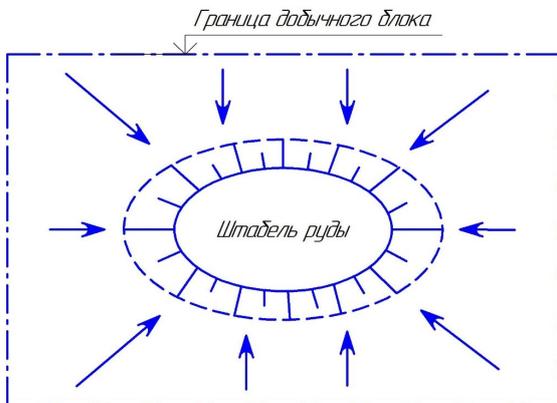


Рис. 7. Направление формирования штабеля руды бульдозером и его черпания при отгрузке

быть визуально различим. При зачистке рудного пласта прихват (потери) руды в кровле не должен превышать 3 см, а слой породы после до зачистки кровли пласта (разубоживание) не должен превышать 5 см (рис. 5) [3].

После подготовки рудного блока к отработке, производится радиометрический промер кровли рудного пласта. При выявлении участков неполной зачистки кровли пласта от охранной «рубашки», производится их дозачистка.

Для обеспечения полноты выемки рудного пласта на участках, где производится отработка транспортной перемычки (насыпного уступа), расстояние между краем вскрываемого рудного пласта и нижней бровкой насыпного уступа устанавливается зоной возможного скатывания кусков породы (А), зависящей от высоты уступа в соответствии с рис. 6.

При отработке руды вблизи нижней бровки вскрышного уступа, где производилась отгрузка транспортных перемычек, с целью исключения возможного скатывания кусков горной массы на добычный блок необходимо формирование вдоль насыпного уступа ограничительного вала высотой не менее 1 м (рис. 6).

При этом расстояние между ограничительным валом и краем рудного пласта должно составлять не менее 1 м. Формирование ограничительного вала бульдозером или ФРП производится перпендикулярными к уступу заходками.

Допускается, бульдозерное рыхление и штабелирование руды с последующей отгрузкой ФРП, при простое фрезерного комбайна или при необходимости добычи и отгрузки руды непосредственно из карьера.

При этом, для сохранения фракционного состава руды, необходимо производить измельчение укаткой компактором, виброкатком или бульдозером добытой рыхлой руды.

Измельчение производится непосредственно на добычном блоке в процессе рыхления и штабелирования, либо на разгрузочной площадке склада после отгрузки из карьера. Мощность укатываемого слоя руды должна составлять 0,2-0,3 м.

При бульдозерной добыче производится наталкивание рудной массы с формированием штабеля в центр блока, который впоследствии отгружается в автосамосвалы. При отработке нижней –

крепкой части второго пласта производится предварительное рыхление рыхлителем бульдозера, при этом крепкая руда разрыхляется только после выемки верхней – рыхлой части.

Для исключения выталкивания рудного штабеля за пределы добычного блока заполнение ковша рудой должно производиться от края к центру рудного штабеля (рис. 7).

Также разработаны технологические схемы отработки фосфопласта комбайном МТС-250 с отгрузкой горной массы в автосамосвалы или при их отсутствии с укладкой горной массы в выработанное пространство в «валки». Последующая отгрузка «валков» в автосамосвалы производится фронтальным погрузчиком, либо самим фрезерным комбайном. При работе комбайна на «валок», рудная масса укладывается на кровлю или почву рудного пласта,

защищенную от вскрышной породы. После укладки «валков» комбайном должна обеспечиваться возможность их отгрузки фронтальным погрузчиком в автосамосвалы. Технологическая схема работы и фрезерования комбайна представлены на рис. 8. Глубина фрезерования предохранительного слоя породы и фосфоритового пласта на обрабатываемом комбайном блоке (или его участке) устанавливается с учётом литологических разностей и контактов слагающих фосфопласты.

Заходки предохранительного слоя фосфопласта отгружаются в автосамосвалы боковой погрузкой. Работа комбайна на блоке производится параллельными заходками с возвратом на новую заходку (челночная схема, рис. 8а) или с возвратом комбайна в конце заходки (петлевая схема, рис. 8б и 8в).

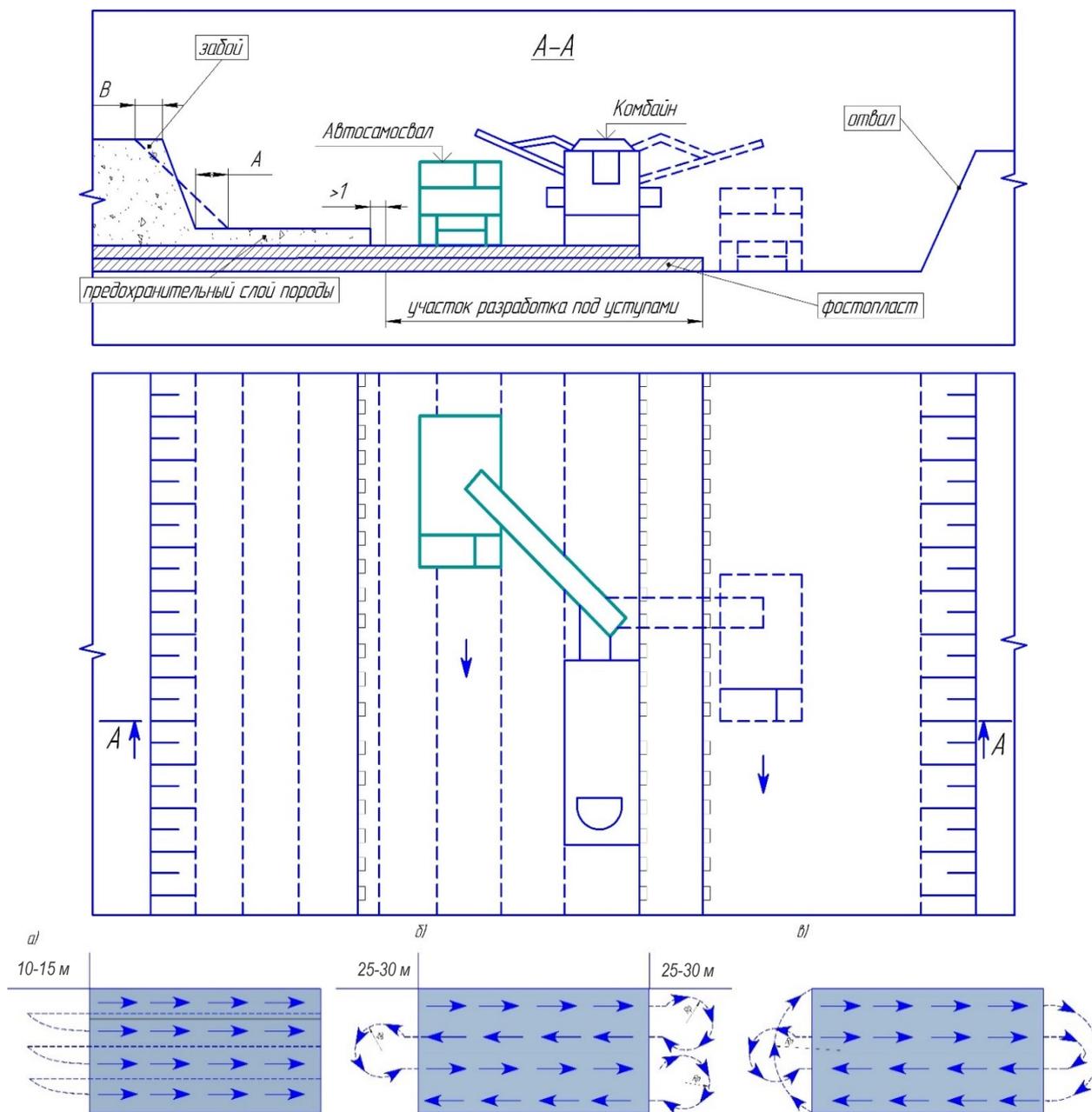


Рис. 8. Технологическая схема работы фрезерного комбайна: челночная (а) и петлевая схемы фрезерования рудного пласта с последовательной (б) или переменной (в) установкой комбайна на новую заходку; направление фрезерования, холостой пробег; R_r – конструктивный радиус разворота комбайна

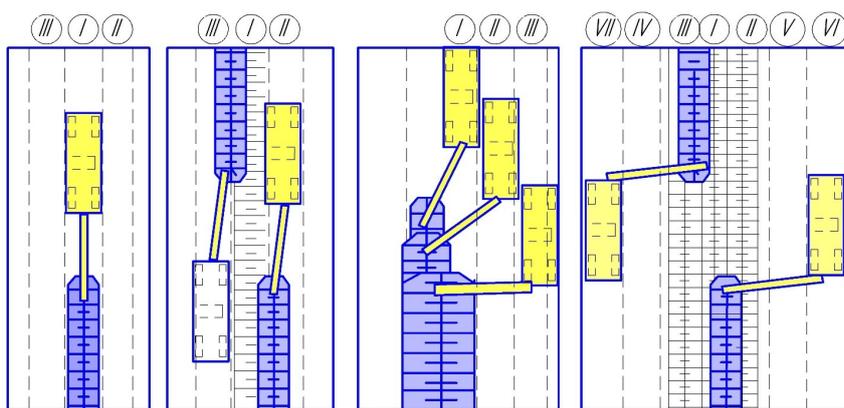


Рис. 9. Схемы укладки отфрезерованной горной массы комбайном в «валки»: I-VII – последовательность рабочих проходов комбайна

Отгрузка предохранительного слоя фосфопласта в выработанное пространство на «валок», производится при условии исключения разубоживания добываемой руды с породой, при этом «валки» укладываются с боку от комбайна или вслед за ним (рис. 9).

Расстояние от укладываемых рудных «валков» до вскрышной породы должно составлять не менее 3 м [5-7]. Предложенная технология подготовки к отработке добычных блоков при выемке фосфопласта, технологическая схема работы фрезерного комбайна и схемы укладки отфрезерованной горной массы комбайном в валки позволяет снизить нормативные потери и разубоживание руды, повысить полноту извлечения балансовых запасов полезного ископаемого.

Библиографический список:

1. Анистратов Ю.И., Семин А.П. Подготовка пород к выемке при применении на разрезах комбайнового способа разработки. Добыча открытым способом. – 1970. – № 11-12. – С. 13-14.
2. Пухлер М., Смагин В.П., Федорко П.В., Панкевич Ю.Б., Панкевич М.Ю. Применение комбайна WIRTGEN2200SM для разработки сложноструктурных угольных пластов // Горная Промышленность. – № 5 (81). – Москва, 2008. – С. 30
3. Федотенко В.С., Швабенланд Е.Е. Технологические параметры безвзрывной открытой геотехнологии отработки сложноструктурных месторождений с использованием комбайновой выемки. Сборник статей по результатам Международной конференции. – Магнитогорск: МГТУ, 2019. – С. 175-182.
4. Швабенланд Е.Е. Применение послойно-порционной технологии добычи руды с использованием фрезерных комбайнов для рационального и комплексного освоения недр // Разведка и охрана недр. – Москва, 2017. – № 1. – С. 38-42.
5. Назаров З.С. Ермакбаев У.Б. Оценка эффективного применения машин послойного фрезерования на фосфоритовых карьерах. Международная научно-практическая конференция «Интеграция науки, образования и производства – залог прогресса и процветания», посвященная 5-летию основания Навоийского отделения Академии Наук Республики Узбекистан. Том 1, 2022 г. – Навои. – С. 201-203.
6. Назаров З.С. Ермакбаев У.Б. Оценка эффективного применения машин послойного фрезерования на карьерах. Республиканская научно-практическая онлайн-конференция «Проблемы использования природных ресурсов и их инновационные решения на основе интеграции науки и образования». 12 ноября 2021 года. – Нукус-Каракалпакстан. – С. 68-69.
7. Ермакбаев У.Б., Гиязов О.М. Обоснование технологической схемы ведения добычных работ фосфоритного карьера. Innovative development in educational activities, 2(5). – С. 96-100.

«GORNII VESTNIK UZBEKISTANA», 2023, № 2 (93) pp. 18-22

TECHNOLOGY FOR THE PREPARATION OF MINING BLOCKS FOR PHOSPHATE ROCK EXCAVATION IN THE TASHKURA PIT OF THE DZHEROI-SARDARA DEPOSIT

Nazarov Z.S., Associate Professor at the Department of "Mining".

Yermekboev U.B., Senior Lecturer at the Department of "Mining".

Giyazov O.M., Associate Professor at the Department of "Mining", Doctor of Philosophy (PhD).

Navoi State Mining-Technological University. Navoi, Uzbekistan.

This article describes technology of preparation for mining phosphate ore bodies, shearer loader operating scheme and schemes of stacking milled rock mass in windrows allowing to increase the completeness of extraction of balance reserves of fossil fuels in order to comply with the standards of losses and dilution of ore at mining phosphate ore bodies.

Keywords: Milling, stacking, balance reserves, ore, losses, dilution, mining block, seam, open pit, jacket, excavation, berm, safety layer, roof, rock mass, stack, fractional composition.

Bibliographic list:

1. Anistratov Yu.I., Semin A.P. Preparation of rocks for excavation when using the combine method of development on the sections. Open pit mining. – 1970. - No. 11-12, pp. 13-14.
2. Pikhler M., Smagin V.P., Fedorko P.V., Pankevich Yu.B., Pankevich M.Yu. Application of the WIRTGEN2200SM combine for the development of complex structural coal seams // Mining Industry. – No. 5 (81). – Moscow, 2008. – 30 p.
3. Fedotenko V.S., Shvabenland E.E. Technological parameters of non-explosive open geotechnology for mining complex structure deposits using a shearer excavation. Collection of articles based on the results of the International Conference. – Magnitogorsk: MSTU, 2019, pp. 175-182.
4. Shvabenland E.E. Application of layer-by-layer technology of ore mining using milling combines for rational and integrated development of mineral resources // Exploration and protection of mineral resources. – Moscow, 2017. – No. 1, pp. 38-42.
5. Nazarov Z.S. Ermekbaev U.B. Evaluation of the effective use of layer-by-layer milling machines in phosphorite quarries. International scientific-practical conference "Integration of science, education and production is the key to progress and prosperity", dedicated to the 5th anniversary of the founding of the Navoi branch of the Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan. Volume 1, 2022. – Navoi, Republic of Uzbekistan, pp. 201-203.
6. Nazarov Z.S. Ermekbaev U.B. Evaluation of the effective use of layer-by-layer milling machines in quarries. Republican scientific and practical online conference on the topic "Problems of the use of natural resources and their innovative solutions based on the integration of science and education." November 12, 2021. – Nukus-Karakalpagistan, pp. 68-69.
7. Ermekbaev U.B., Giyazov O.M. Substantiation of the technological scheme for conducting mining operations in a phosphorite quarry. Innovative development in educational activities, 2(5), pp. 96-100.

ИССЛЕДОВАНИЕ ЭНЕРГЕТИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ РАЗРУШЕНИЯ ГОРНЫХ ПОРОД КЛИНОВИДНЫМ ИНСТРУМЕНТОМ

Maqolada qoziqsimon instrument yordamida tog' jinsini buzishda energetik o'lchamlar tadqiq qilingan. Qoziqsimon instrumentning tog' jinsiga ta'siri natijasida kuchlanish va kuchlanganlik va bir qatorda joylashgan qoziq ko'rinishdagi ikkita manbaning kuchlanish komponentlari sxemalari keltirilgan. Qoziqsimon instrumentning tog' jinsini buzishdagi energetik o'lchamlarini asoslash uchun qoziqsimon instrumentning bir martalik zarb energiyasi va tog' jinsini buzish energiyahajmiyligi nazariyasi keltirilgan.

Tayanch iboralar: blok, tog' jinsi, darzdorlik, massiv, sindirish, kuchlanish, instrument, mexanizm, quvvat, qattqlik, statika, dinamika.

В данной работе исследованы энергетические параметры разрушения горных пород клиновидным инструментом. Приведены схемы распределения усилий и напряжений под воздействием клиновидного инструмента и компонентов напряжений от двух источников в виде клина находящихся в одном ряду. Для обоснования энергетических параметров разрушения горных пород клиновидным инструментом приведена теория энергоёмкости разрушения горных пород и энергии единичного удара ударным клиновидным инструментом.

Ключевые слова: блок, порода, энергоёмкость, энергия, разрушение, усилие, удар, клин, инструмент, механизм, деформация, статика, динамика.



Махмудов А.М.,
доцент кафедры
«Горная электромеханика» НГТУ,
к.т.н.

Разрушение различных материалов происходит в основном при деформации сдвига или в результате разрыва. У хрупких материалов сопротивление разрушению разрыва обычно меньше сопротивления разрушению сдвига, вследствие чего эти материалы чаще всего разрушаются от нормальных напряжений [1, 2].

Очевидно, что уменьшение энергоёмкости разрушения при производстве добычных работ на месторождениях блочного камня будет способствовать повышению сохранности приконтурного массива и блоков. Наименьшая энергоёмкость разрушения достигается при разрушении пород на разрыв (растяжение), так как модуль деформации (модуль Юнга) E , коэффициент Пуассона и прочность породы при растяжении намного меньше по значениям, чем при сжатии или изгибе. Экспериментально установлено, что модуль Юнга при растяжении в 1,1-1,3 раза меньше чем при изгибе, и в свою очередь значение модуля Юнга на изгиб составляет 0,25-0,35 от значения модуля Юнга при сжатии [3-6].

При решении технологической задачи отделения блоков камня от массива управлением действием разрушающих усилий, осуществляется равномерным распределением нагрузок и напряжений в массиве специальной конструкцией клиновидного инструмента, его формой и размерными параметрами, а также частотой и скоростью приложения нагрузок (рис. 1).

Эффективность отделения блоков камня зависит от расположения источников в массиве, их конфигурации, вида нагрузки на контуре скважины. Эти факторы определяют параметры волн напряжений и их разрушающее действие. При разрушении междушпуровых полостей рассмотрим задачу развития трещины при ударе клиновидными инструментами направленными противоположно от двух источников (рис. 2). Определяющим показателем эффективности процесса разрушения можно считать энергоёмкость E , (удельную или поверхностную), представляющую собой количество энергии (работы), которое необходимо затратить на отделение единицы объёма горных пород от массива. Естественно, чем меньше энергоёмкость, тем более совершенным является процесс разрушения [7-11]. Большинство исследований посвящено изучению влияния отдельных факторов и параметров на эффективность процесса разрушения. Из анализа выполненных работ можно сделать вывод о том, что основными задачами исследований при создании машин для разрушения горных пород являются:

а) количественная оценка влияния свойств разрушаемой среды на показатели процесса передачи энергии удара, выбор оптимальных параметров рабочих органов машин ударного действия, а также выбор их области рационального применения;

б) оценка влияния времени и повторяемости динамического воздействия на эффективность ударного разрушения;

в) оптимизация отдельных параметров процесса разрушения и машин на базе разработки теории процесса ударного разрушения и физического обоснования экспериментальных данных.

Энергоёмкость разрушения горных пород ударным клиновидным инструментом может быть достаточно полно представлена в следующем структурном виде:

$$E = f \left(\frac{[K][\varepsilon][\omega]}{[A_{ед}][\eta_{\Sigma}][v_{пв}][b][\alpha]} \right), \quad (1)$$

где K – коэффициент, учитывающий технологию работы машины;

ε – коэффициент, учитывающий тип горных пород;

$A_{ед}$ – работа единичного удара;

ω – влажность горных пород;

η_{Σ} – суммарный к. п. д. данного вида рабочего оборудования;

$v_{пв}$ – предупредительная скорость бояка;

α, b – угол и ширина заострения рабочего инструмента.

С помощью структурной формулы (1) можно определить влияние на энергоёмкость разрушения следующих параметров (помимо непосредственно входящих в формулу):

C – число динамических ударов;

W_n – число пластичности;

h, h_{Σ} – величины единичной и суммарной глубин погружения рабочего органа;

$\sigma_{сж}, \sigma_p, \sigma_{ед}$ – соответственно пределы прочности горных пород на сжатие, разрыв и вдавливание;

v – частота ударов;

t – время соударения;

$l_{зф}$ – расстояние от клина до кромки забоя;

β – угол наклона оси рабочего органа к горизонту;

$T_{ц}$ – время рабочего цикла;

Δ – степень подготовленности забоя;

$l_{техн}$ – расстояние между соседними установками рабочего оборудования и др.

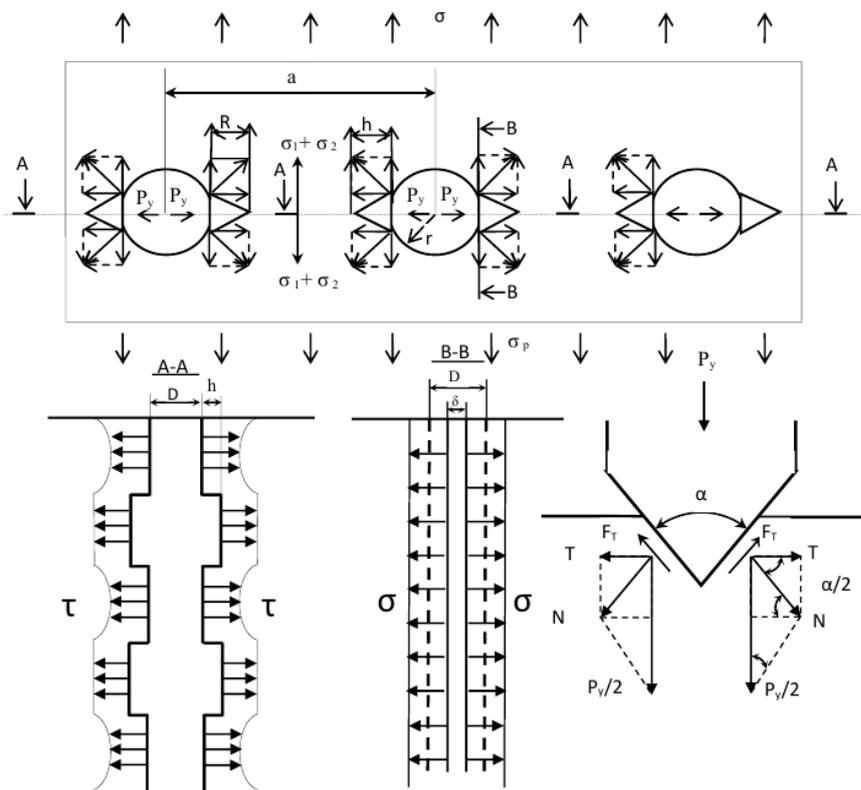


Рис. 1. Схема распределения усилий и напряжений под воздействием клиновидного инструмента

Энергоёмкость разрушения горных пород зависит от физического состояния горной породы, геометрических форм и размеров инструмента, технологических параметров разработки, способа подготовки забоя, КПД удара и другие.

В системе рабочего инструмента ударного действия рассмотрим систему «инструмент-горная порода», соударение которых происходит определённой граничной скоростью. Из сопоставления статического и динамического вдавливания конических штампов в горную породу следует, что работа динамического внедрения в 2-2,5 раза больше статического [12-15]. Динамическое внедрение оценивается скоростью нагружения (темпом погружения). Статическое нагружение характеризуется скоростью нагружения примерно $70-2700 \text{ кН} / (\text{м}^2 \cdot \text{с})$, а динамическое достигает скорости нагружения $(2 \div 2,7) \cdot 10^4 \text{ кН} / (\text{м}^2 \cdot \text{с})$. В этом диапазоне $\sigma_{сж}$ и $T_{ср}$ ($T_{ср}$) изменяются в соответствии с закономерностями, близкими к логарифмическим. Причем в области малых продолжительностей нагрузки проявляется тенденция к увеличению кривизны. Вопрос осложняется тем, что величина работы погружения может существенно изменяться при изменении работы единичного удара. Эту зависимость наблюдали многие исследователи и пришли к выводу, что она представляет собой гиперболу $E = f(A_{вд})$. Увеличение энергоёмкости разрушения при энергиях удара меньше оптимальных объясняет то, что развивающиеся при ударе напряжения не достигают критических значений и большая часть энергии расходуется на упругие деформации, т. е. разрушение носит в основном усталостный характер. Если величина A избыточна для разрушения горной породы ударом, то излишек работы поглощается массивом или идёт на переизмельчение. Важным узлом молота любого конструктивного исполнения является рабочий инструмент, его форма и размеры.

Для решения задачи эффективного разрушения пород необходимо управлять подводимой энергией, изменением параметров единичного удара и геометрической формой рабочего органа (индентора). Наиболее целесообразно для разработки горных пород применять рабочий орган клинообразной формы с острыми гранями. Клин может быть одно- или двускосным, симметричным или ассиметричным, с различными углами заострения и шириной лезвия.

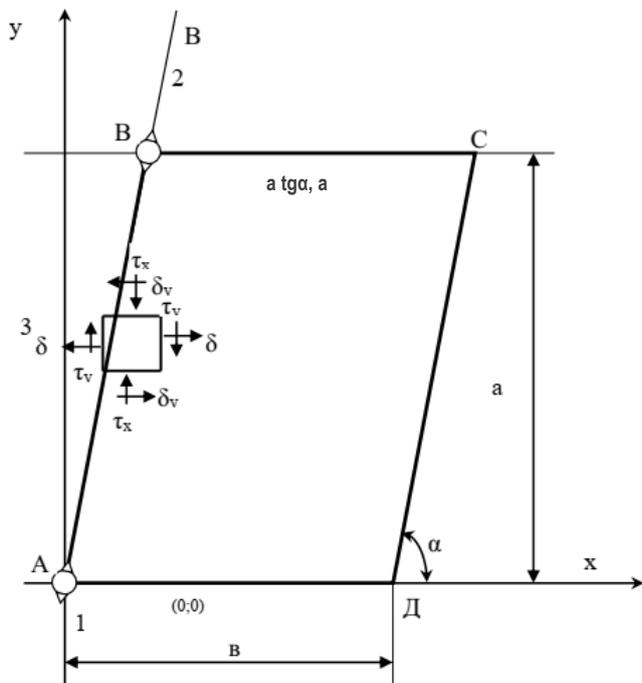


Рис. 2. Компоненты напряжений от двух источников в виде клина находящихся в одном ряду: 1 и 2 – соответственно первый и второй источники; 3 – напряжения в прямоугольной системе координат

Ранее проведенными исследованиями установлено, что на погружение двусосного симметричного клина с углом $\gamma = 30^\circ$ необходимо затратить в 2,5-3 раза большую работу, чем на погружение в равных условиях клина с углом $\gamma = 7^\circ$.

Ранее проведенными исследованиями установлено, что на погружение двусосного симметричного клина с углом при малом γ сопротивление внедрению клина мало; но могут оказаться малы и развивающиеся на щеках усилия, чтобы создать предельныерывающие напряжения в грунте.

Большой угол γ увеличивает объём сжимаемого грунта, что ведёт к значительному росту энергоёмкости разрушения. Поэтому установление оптимальных параметров разрушения для конкретных условий экспериментальным путём определяется зависимостью энергетических параметров от угла заострения инструмента $E = f(\gamma)$.

Ширина рабочего органа также оказывает большое влияние на величину объёма горных пород, отделяемого от массива. Необходимо экспериментально установить зависимость ($E = f(b)$) между шириной клина b и расстоянием до забоя l_t , при которой энергоёмкость процесса разрушения минимальна.

Погружение клина происходит при одновременном увеличении объёма погружения и площади контакта.

Напряжения на щеках вызывают сжатие клина и затрудняют его дальнейшее погружение. В этих условиях, когда начальная лунка уже существует, процесс погружения клина при одной и той же энергии единичного удара замедляется, так как начинают влиять потери на упругие и колебательные процессы, сопутствующие погружению клина.

Исследования позволили сделать вывод, что для анализа процесса разрушения можно использовать силу динамического нагружения $P_{дин}$, энергию единичного удара A и энергоёмкость разрушения E .

Основные факторы связаны с системой, определяющей условия передачи энергии от ударника машины к клину (A_2)

$$A_2 = A_1 \eta, \quad (2)$$

где $A_1 = m_6 v_{y0}^2 / 2$ – энергия удара.

По закону сохранения энергии и принципа суперпозиции составляющих энергии удара величина A_2 расходуется на выполнение основной работы и возможных потерь

$$A_2 = A_3 + A_4 + A_5 + A_6 + A_7, \quad (3)$$

где A_3 – энергия, отраженная от горной породы в клин;

A_4 – энергия пластического деформирования;

A_5 – энергия волновых процессов в грунте;

A_6 – энергия, идущая на колебание пластической области;

A_7 – тепловые потери в горной породе.

Энергия A_3 , отраженная от породы в клин, по данным Ватолина Е.С., определяется следующей зависимостью:

$$A_3 = \frac{F_a t_1}{2} \left(\frac{\sigma^2}{E} + \rho v_1^2 \right), \quad (4)$$

где F_a – площадь поперечного (максимального по глубине погружения) сечения клина;

t_1 – время контакта клина и породы;

σ – напряжение в породе на контакте клина и ударника (или клина с породой для падающего клина);

v_1 – скорость частиц в отраженной волне.

По формуле (4) можно рассчитать величину A_3 для случая максимальной потери при $h = var$ и $\sigma_1 = f(h) = const$. Для клина шириной $b = 0,02$ м при глубине погружения до 0,04 м; $\sigma_P = 2 \cdot 10^5$ кН/м²; $E = 2 \cdot 10^6$ кН/м²; $v_1 = v_{y0} = 10$ м/с получаем, что отраженная в клин энергия составляет около 105 Дж, т. е. при работе удара 1500 Дж потери составляют 7%, но это при большой жесткости разрушаемого материала. Жёсткость горной породы (акустическая) практически зависит только от скорости волны (упругой или пластической) напряжений. Скорость этих волн в горных породах колеблется от 600 до 1600 м/с в зависимости от структурного строения. При большой глубине внедрения доля A_3 в общем энергетическом балансе будет больше, чем при малой.

При внедрении рабочего органа в горную породу величины энергии A_5 и A_6 изменяются в зависимости от глубины внедрения, скорости удара, площади контакта инструмента и прочностных свойств горной породы.

Для рабочего органа клиновидной формы шириной 0,1 м и глубиной погружения 0,05 м потери энергии удара A_6 будут составлять 3-5% на удар. Потеря энергии A_5 имеет значение для потери энергии A_3 и зависит от прочности горной породы и составляет до 7%.

Таким образом, общие потери составляют не более 19% энергии единичного удара, при этом они увеличиваются в этом пределе от минимума при $h = 0$ до максимума при $h = h_{max} = 400-500$ мм.

В итоге, можно сделать следующий основной вывод: даже при наличии идеальной ударной системы, гарантирующей нам величину $\eta_1 = 1,0$, суммарный к. п. д. η_{Σ} будет иметь значения намного ниже, если технические и технологические параметры рабочего инструмента не подобраны таким образом, чтобы обеспечивать минимизацию механических потерь в окружающую породную среду.

Установлено, что по закону сохранения энергии и принципа суперпозиции составляющих энергию удара, величина, переданная к инструменту, расходуется на выполнение основной работы, на разрушение и на пластическое деформирование горной породы, а также на потери в виде отражения энергии от горной породы в инструмент, на энергии волновых процессов в породе, энергии колебания в пластической области и на тепловые потери в горной породе. Количественные энергетические показатели работы ударного инструмента определяются экспериментальными исследованиями для конкретных условий месторождений с учётом физико-механических свойств слагающих горных пород.

Перспективным является направление создания машин и механизмов, принцип действия которых основывается на статико-динамических методах приложения нагрузок на массивы горных пород.

Библиографический список:

1. Барон Л.И., Ключников А.В. *Контурное взрывание при проходке выработок*. – Ленинград: «Наука», 1968. – 204 с.
2. Григорьев М.Б. *Оценка месторождений облицовочного камня при поисках и разведке*. – М.: Недра, 1976. – 151 с.
3. Каркашадзе Г.Г. *Механическое разрушение горных пород*. – М.: изд. МГГУ, 2004. – 222 с.
4. Николаевский В.Н. *Динамическая прочность и скорость разрушения // Удар, взрыв и разрушение. Сер. Механика. Новое в зарубежной науке*. – М.: Мир, 1981. – С. 81-87.
5. Друкованный М.Ф., Комир В.М., Кузнецов В.М. *Действие взрыва в горных породах*. – Киев: Наукова думка, 1973. – С. 14-19.
6. Кутузов Б.Н., Шифрин Е.И. *Определение рациональных параметров контурной отбойки. Физические процессы горного производства*. – Ленинград, 1980. – С. 3-8.
7. Ливовиц Г. *Разрушение неметаллов и композитных материалов. Ч. 1. Неорганические материалы (стёкла, горные породы, композиты, керамика, лёд)*: Пер. с англ. – М.: Мир, 1976. – С. 60-128.
8. Ракишев Б.Р. *Энергоёмкость механического разрушения горных пород*. – Алматы: Баспагер, 1998. – 210 с.

9. Родионов В.Н. О некоторых качественных соотношениях параметров действия взрыва в твёрдой среде. В кн.: Взрывное дело. – Москва, 1974, – № 73/30. – С. 66-75.
10. Рахимов В.Р., Махмудов А.М. Факторы определяющие эффективность технологии добычи блоков камня машинами ударного действия // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2010. – № 3. – С. 6-8.
11. Тангаев И.А. Энергоёмкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. – М.: Недра, 1986. – 231 с.
12. Черепанов Г.П. Механика разрушения горных пород в процессе бурения. – М.: Недра, 1987. – 308 с.
13. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – Москва, 1974. – 233 с.
14. Махмудов А.М. Научные основы управления механизмом разрушения горных пород по контуру // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2010. – № 3. – С. 27-29.
15. Махмудов А.М. Теоретическое исследование способа подготовки горных пород к выемке на основе ударного разрушения // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2022. – № 2. – С. 13-15.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2023, № 2 (93) pp. 23-26

INVESTIGATION OF ENERGY PARAMETERS OF ROCK DESTRUCTION BY WEDGE-SHAPED TOOL

Makhmudov A.M., Associate Professor at the Department of Mining Electromechanics, Candidate of Technical Sciences.

Navoi State University of Mining and Technologies. Navoi, Uzbekistan.

This paper investigates the energy parameters of rock fracture with a wedge-shaped tool. The diagrams of forces and stresses distribution under the influence of wedge-shaped tool and stress components from two sources in the form of a wedge located in one row are given. To substantiate the energy parameters of rock fracture with a wedge-shaped tool the theory of energy intensity of rock fracture and energy of a single blow with a wedge-shaped tool is given.

Keywords: block, rock, energy, fracture energy, force, impact, wedge, tool, mechanism, deformation, statics, dynamics.

Bibliographic list:

1. Baron L.I., Klyuchnikov A.V. Contour Blasting during Tunneling. – Leningrad: «Nauka», 1968. – 204 p.
2. Grigorovich M.B. Estimation of facing stone deposits in prospecting and exploration. – Moscow: «Nedra», 1976. – 151 p.
3. Karkashadze G.G. Mechanical destruction of rocks. – Moscow: MSU Press, 2004. – 222 p.
4. Nikolaevsky V.N. Dynamic Strength and Fracture Rate // Impact, Explosion and Fracture. Ser. of Mechanics. New in Foreign Science. – Moscow: Mir, 1981, pp. 81-87.
5. Drukovany M.F., Komir V.M., Kuznetsov V.M. Action of explosion in rocks. – Kyiv: Naukova Dumka, 1973, pp. 14-19.
6. Kutuzov B.N., Shifrin E.I. Determination of Rational Parameters of Contour Blasting. Physical Processes of Mining Production. – Leningrad, 1980, pp. 3-8.
7. Libovits G. Destruction of non-metals and composite materials. Part 1. Inorganic materials (glasses, rocks, composites, ceramics, ice): Translation from English. – M.: Mir, 1976, pp. 60-128.
8. Rakishhev B.R. Energy intensity of mechanical destruction of rocks. – Almaty: Baspager, 1998. – 210 p.
9. Rodionov V.N. About Some Qualitative Relations of Explosion Action Parameters in a Solid Medium. In the book *Vzryvnoe delo*. – No. 73/30. – Moscow, 1974, pp. 66-75.
10. Rakhimov V.R., Makhmudov A.M. Factors determining the effectiveness of technology of stone block extraction by percussion machines // *Gorny vestnik Uzbekistana*. – Navoi, 2010. – No. 3, pp. 6-8.
11. Tangaev I.A. Energy intensity of mining and processing of minerals. – Moscow: Nedra, 1986. – 231 p.
12. Cherepanov G.P. Mechanics of rock destruction during drilling. – Moscow: Nedra, 1987. – 308 p.
13. Khanukaev A.N. Physical processes at rock breaking by explosion. – Moscow, 1974. – 233 p.
14. Makhmudov A.M. Scientific basis for controlling the mechanism of rock fracture along the contour // *Gorny vestnik Uzbekistana*. – Navoi, 2010. – No. 3, pp. 27-29.
15. Makhmudov A.M. Theoretical study of the method of preparation of rocks for excavation on the basis of impact fracture // *Gorny vestnik Uzbekistana*. – Navoi, 2022. – No. 2, pp. 13-15.

AMANTAYTAU KONI TOG' JINSLARINING BIR O'Q BO'YLAB SIQILISH VA CHO'ZILISHGA MUSTAHKAMLIK KO'RSATKICHLARINI ANIQLASH



Jiyanov A.B.,
NDKTU «Noyob va radioaktiv metall rudalarini qazish va qayta ishlash» kafedrası katta o'qituvchisi



Sharipov L.O.,
NDKTU «Noyob va radioaktiv metall rudalarini qazish va qayta ishlash» kafedrası katta o'qituvchisi

Ushbu maqolada tog' jinsi namunalarning bir o'q bo'ylab siqilishga va cho'zilishga bo'lgan mustahkamlik chegaralarini laboratoriya tadqiqotlari orqali aniqlash masalasi ko'rib chiqildi. Tog' jinslarining mustahkamlik xususiyatlarini aniqlash uchun Amantaytau oltin konining (Navoiy viloyati) tog' jinslari, karyerning bort oldi hududlaridan olingan: gilli alevrit va qumtosh (namuna olish joyi 6-quduq, 3 va 5 kuzatish nuqtalari). Sinovlarni o'tkazish uchun namunalarni tanlash va tayyorlash DSt bo'yicha amalga oshirildi. Eksperimental tadqiqotlar o'tkazish uchun 25 ta namuna tayyorlandi. Yetarlicha aniq, taqqoslanadigan va vakillik ma'lumotlarini olish uchun tog' jinslari mustahkamlik xususiyatlarining ko'rsatkichlari aniqlandi. Slanetsdan tayyorlangan gilli alevrit va qumtosh namunalari o'rta yuqum ostida parchalanishi kuzatildi. Tog' jinsi namunalarni sinovdan o'tkazish shuni ko'rsatdiki, namunalarning parchalanish xarakteri dinamik tabiatga ega bo'lib, ba'zi hollarda esa an'anaviy konuslar hosil bo'ladi. Olingan eksperimental ma'lumotlar natijalariga ko'ra Mor doiralari qurildi va ichki ishqalanish burchagi tangensi o'zgarmas, ya'ni doimiy ekanligi aniqlandi.

Tayanch iboralar: tog' jinsi, mustahkamlik, to'g'ri shakldagi namuna, bir o'q bo'ylab siqilish, bir o'q bo'ylab cho'zilish, ichki ishqalanish burchagi, ichki ishqalanish koeffitsiyenti, ilashish ko'rsatkichi, Mor doiralari.

В данной статье рассмотрены лабораторные исследования образцов из горных пород при одноосном сжатии и одноосном растяжении. Для определения прочностных свойств горных пород были использованы горные породы золоторудного месторождения Амантайтау (Навоийская область), отобранные прибортовые зоны карьера: сланец глинистый алевроитовый и песчаник (место отбора пробы – т.н. 3 и 5; скв. 6). Для проведения испытаний отбор и подготовка образцов проводились по ГОСТу. Для проведения экспериментальных исследований было изготовлено 25 образцов. Определены показатели прочностных свойств горных пород с целью получения достаточно точных, сопоставимых и представительных данных. Образцы изготовленные из сланца, глинистый алевроит и песчаник разрушались при средних нагрузках. Испытания образцов горных пород показали, что характер разрушения образцов динамический, но в ряде случаев образовались традиционные конусы. По результатам полученных экспериментальных данных построены круги Мора и установлено, что тангенс угла внутреннего трения не изменяется, т.е. постоянен.

Ключевые слова: горная порода, прочность, образец правильной формы, одноосное сжатие, одноосное растяжение, угол внутреннего трения, коэффициент внутреннего трения, сила сцепления, круги Мора.

Muayyan sharoitlarda qattiq foydali qazilmalar va tog' jinslari yuklama ta'siri ostida parchalanmaydi. Qattiq materiallarning bu xususiyati mustahkamlik deb ataladi. Tog' jinslarining siqilish va cho'zilishga mustahkamlik chegarasi, siljishga qarshilik ko'rsatkichlari (ichki ishqalanish burchagi, ichki ishqalanish koeffitsiyenti, ilashish kuchi) tog' jinsi mustahkamligining asosiy xususiyatlari hisoblanadi. Mexanik xususiyatlar ko'rsatkichlari odatda muhandislik geomexanikasi sohasidagi bir qator geomexanik muammolarning yechimini topish uchun tog' jinslari mustahkamligining qiyosiy ko'rsatkichlari sifatida foydalaniladi [1, 2].

Tog' jinslari uchun bir o'q bo'ylab siqilishga mustahkamligi o'zgarmas qiymat sifatida tushuniladi. Ammo, tajriba sinovlari shuni ko'rsatdiki, mustahkamlikni aniqlash usuli ko'plab parametrlarga bog'liq bo'ladi (o'rganilayotgan namunalarning o'lchamlari – balandlikning diametriga nisbati h/D , yuklama berish tezligi, uskunaning mustahkamligi va boshqalar). O'z navbatida, tadqiqot o'tkazish sharoitlarining doimiyligini yaratish kerak. Turli xildagi tog' jinslari uchun taqqoslanadigan natijalarni faqat bir xil sharoitlardagina olishimiz mumkin [3].

Tadqiqotning maqsadi o'rganilayotgan tog' jinslari uchun mustahkamlik xususiyatlarining aniq va qiyosiy ko'rsatkichlarini aniqlashdan iborat.

Bir o'q bo'ylab siqilishga mustahkamlikni aniqlash usuli Laboratoriya sinovlarida bir o'q bo'ylab siqilishga mustahkamlikni aniqlash uchun ma'lum standart usuldan foydalaniladi (DSt 21153.2-84). Ushbu usul konchilik ishlarini rejalashtirish hisob-kitoblariga nisbatan tog' jinslarining xususiyatlarini aniqlash, shuningdek ilmiy-tadqiqot va qiyosiy sinovlarni o'tkazish uchun mo'ljallangan. Tog' jinslarining mustahkamlik xususiyatlarini aniqlash uchun Amantaytau (Navoiy viloyatida) oltin konining karyer borti oldi hududidan olingan tog' jinslari namunalardan foydalanildi. Namunalar glinali alevrit slanetsidan va qumtoshdan tashkil topgan bo'lib 3 va 5 kuzatuv nuqtalari, hamda 6-quduqdan olingan. Ushbu tog' jinslaridan silindrsimon shakldagi namunalar ishlab kesib olindi. Tajriba sinovlari uchun ishlatiladigan namunalar kernlardan tayyorlab olindi. Ularning ikki yon asosi yuzalari maxsus sayqallash uskunasi bilan sayqallab olindi (1-rasm).

Tadqiqot qilinayotgan namunalarning parametrlari standartga mos bo'lib, ular quyidagi talablarga javob beradi: ikki yon chetlari asosining diametrlari orasidagi farq 1,0 mm dan oshmaydi; namunalarning ikki yon chetlari yuzalari bir tekis va bir-biriga o'zaro parallel; yon tomon yuzalari o'zaro perpendikulyar, perpendikulyarlikdan og'ish esa 0,5 mm dan ortmaydi.



1-rasm. Polilab P12M markadagi sayqallash uskunasi



2-rasm. Tog' jinslari namunalari bir o'q bo'ylab siqilishga sinash uchun qo'llaniladigan jihozning umumiy ko'rinishi (IP-1A-1000 PK modeldagi gidravlik press)

Laboratoriya sharoitida tog' jinslarida tajriba tadqiqotlarini o'tkazish uchun IP-1A-1000 PK modeldagi gidravlik pressdan foydalanildi (2-rasm).

Namunalar pressning plitalari orasiga o'rnatildi va po'lat plitalar bo'ylab namunaning tekis uchlari bosim berildi. DSt talablariga muvofiq ravishda, tajriba o'tkazish davomida yuklama berish tezligi namuna parchalanmagunga qadar doimiy holatda saqlanib turildi va uning ko'rsatkichi 0,1 dan 0,5 MPa·s⁻¹ gacha tashkil etdi. Namuna parchalanganidan so'ng, o'rnatilgan shaxsiy kompyuter (PK) maxsus "press" dasturida qayd etilgan eng katta siquvchi kuch kattaliklari qayd etildi. Bir o'q bo'ylab siqilishga mustahkamlikni aniqlash uchun har bir tajriba sinovida foydalanilgan namuna uchun quyidagi formuladan foydalanildi:

$$\sigma_{сж} = \frac{P_{max}}{S}$$

bu yerda P_{max} – tog' jinsini parchalash uchun berilgan (shaxsiy kompyuter maxsus «press» dasturida qayd etilgan) eng katta kuch; S – namunaning ko'ndalang kesimi yuzasi [4 - 6].

O'rganilayotgan tog' jinslari namunalarning bir o'q bo'ylab siqilishga nisbatan olib borilgan tadqiqot ishlari natijalari Tog' jinsi namunalari bir o'q bo'ylab siqilishidagi mustahkamligini aniqlash bo'yicha olib borilgan laboratoriya tadqiqotlari shuni ko'rsatdiki, gлина alevrolitli slanets va qumtosh namunalari parchalanish xarakteri dinamik bo'lib, ba'zida parchalanish an'anaviy tarzda konuslar shaklida hosil bo'ldi.

1-jadvalda tog' jinslarining bir o'q bo'ylab siqilishdagi mustahkamlik xususiyatlarini aniqlash natijalari keltirilgan.

Bir o'q bo'ylab cho'zilishga mustahkamlikni aniqlash usullari. Namunalarning cho'zilishga mustahkamligini aniqlash uchun odatda to'g'ridan-to'g'ri va bilvosita aniqlash usullari qo'llaniladi. Ushbu usullarning barchasi namunalarning ko'ndalang kesimi yuzasi bo'ylab bir o'q bo'yicha cho'zilganda qattiq materiallar va tog' jinslarining mustahkamlik chegarasini aniqlash uchun hisoblab chiqilgan. Ushbu usullar yordamida (bevosita ikki tomonga cho'zish, aylana plastinkali halqali shtamp orqali markaziy egish, yarim namunalarni ichki tomonidan plitalar va disklar orqali bosim ostida) turli shakl va o'lchamlardagi minerallar hamda tog' jinslaridan tashkil topgan namunalarni tadqiq qilish mumkin [7-9].

Laboratoriya tadqiqotlarida bir o'q bo'yicha cho'zilganga mustahkamlik chegarasini aniqlash uchun bilvosita aniqlash usullari orasida Braziliya usulidan (DSt 21153.3-85) keng miqiyosda foydalaniladi [10, 11].

Braziliya usuli yordamida tog' jinslarining mustahkamlik xususiyatlarini aniqlash uchun silindrsimon shakldagi namunalar qo'llaniladi. Qattiq materiallardan (tog' jinslaridan) tayyorlab olingan silindrsimon shakldagi namunalar bo'ylamasiga cho'zish uchun qurilmaga joylashtiriladi. Namunaga perpendikulyar ravishda beriladigan eng katta parchalovchi kuchni qurilmaga ulangan shaxsiy kompyuterga o'rnatilgan maxsus dastur "press" dan aniqlaymiz. Parchalovchi kuch ta'sirida namunada paydo bo'ladigan tortishuvchi kuchlanishlar natijasida sinovdan o'tkazilayotgan namunalarning parchalanishi yuzaga keladi [12].

Braziliya usulida tadqiqot ishlari olib borishda Amantaytau oltin ma'danli konining glinali alevrit slanets va qumtosh tog' jinslaridan olingan namunalardan foydalanildi.

Laboratoriya tadqiqotlari IP-1A-1000 PK modeldagi gidravlik sinov mashinasida amalga oshirildi (3- va 4-rasmlar).

O'rganilayotgan tog' jinslari namunasi tekis silliqilgan po'lat plitalar o'rtasiga shunday o'rnatildiki, bunda tog' jinsining markaziy o'qi pressning ishchi tekisliklariga parallel bo'lib, ta'sir etuvchi berilgan kuch namunaning markaziy o'qi bo'ylab berildi. Yuklanish tezligi o'rganilayotgan tog' jinslarining mustahkamlik xususiyatlariga qarab tanlandi va ular parchalanganunga qadar doimiy ravishda saqlanib turildi. Tog' jinslaridan olingan namunalar uchun tajriba sinovini o'tkazishda glinali alevritli slanets va qumtoshlar uchun yuklanish tezligi 0,1-0,3 MPa/s oralig'ida o'zgartirildi. Namunalar parchalanganidan keyin, parchalanish kattaligiga mos ravishdagi yuklama berildi. So'ngra ikki yo'nalish bo'yicha namunalarning parchalanish o'lchamlari: l uzunligi va D diametri aniqlandi.

1-jadval

To'g'ri geometrik shakldagi gilli alevrit slanets va qumtosh namunalari bir o'q bo'ylab siqilishdagi mustahkamligini aniqlash natijalari

No t/r	Tog' jinslarining nomlanishi	Namuna-ning tartib raqami	Namunaning balandligi / diametri, mm	Namunaning ko'ndalang kesimi yuzasi, sm ²	Parchalovchi kuch, kg	Bir o'q bo'ylab siqilishdagi mustahkamlik chegarasi, MPa	Izoh
1	Glinali alevrolitli slanets	1	72,5x41	26,39	14177	53,72	
		2	71,7x42	27,69	26408	95,37	
		3	61,7x48,5	36,93	4427	12,80	Darziligi mavjud
		4	60,5x60,5	57,46	27244	47,41	
2	Qumtosh	1	58/34,8	19,01	1082	5,69	
		2	51,2/34,8	19,01	1633	8,59	

Namunalarning cho'zilishga mustahkamlik chegaralari tajriba sinovi natijalaridan olingan ma'lumotlardan foydalanilgan holda quyidagi formula bo'yicha aniqlandi:

$$\sigma_p = \frac{2}{\pi} \cdot \frac{F}{d \cdot l} = 0,637 \frac{F}{S}$$

bu yerda, S – parchalangan (bo'laklangan) namuna yuzasi maydoni;
F – yuklama berish jarayonida eng katta parchalovchi kuch.

Namunalarning siqilish va cho'zilishga bo'lgan mustahkamlik xususiyatlarini aniqlaganimizdan so'ng, Mora mustahkamlik nazariyasidan foydalanildi. Ushbu nazariya yordami orqali quyidagi mustahkamlik xususiyatlarini: tog' jinsi namunasining ilashish ko'rsatkichi, ichki ishqalanish burchagi, shuningdek tog' jinslarining siljitish, siqilish va cho'zilishga bo'lgan qarshiliklarini aniqlashimiz mumkin.

Namunalarning parchalanishi, ularni siquvchi va parchalovchi yuklamalar ta'siri ostida yuzaga keladi. Bunday holda, o'rganilayotgan namunalarda asosiy kuchlanish o'qiga burchak ostida joylashgan bo'ladi. Asosiy kuchlanish quyidagi formula bo'yicha me'yoriy kuchlanishning ichki ishqalanish koeffitsientiga ko'paytmasi va tog' jinsi namunasini ilashish kuchining yig'indisi sifatida aniqlanadi:

$$\tau = C + \sigma \cdot f$$

f = tgφ bo'lgan sharoit uchun quyidagi tenglikni hosil qilishimiz mumkin:

$$\tau = C + \sigma \cdot \text{tg} \varphi$$

Mora nazariyasiga muvofiq, tog' jinsining ilashish ko'rsatkichi va ichki ishqalanish burchagining bog'liqlik grafisini tasvirlashimiz mumkin. Mora doiralari namunalarning bir o'q bo'ylab siqilish va cho'zilishga mustahkamligi ko'rsatkichlari yordamida qurilgan taqdirda, ilashish ko'rsatkichi va ichki ishqalanish burchagini quyidagi formulalar yordamida hisoblash mumkin [13]:

$$C = \frac{\sqrt{\sigma_p \cdot \sigma_{сж}}}{2}$$

$$\text{tg} \varphi = \frac{\sigma_{сж} - \sigma_p}{2 \sqrt{\sigma_p \cdot \sigma_{сж}}}$$

Tajriba sinovi davomida yuqorida keltirilgan formulalar yordamida o'rganilayotgan namunalarning ilashish ko'rsatkichi va ichki ishqalanish burchagi hisoblab chiqildi.

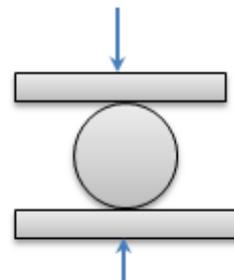
O'rganilayotgan tog' jinslari namunalarning bir o'q bo'ylab cho'zilishga nisbatan olib borilgan tadqiqot ishlari natijalari O'rganilayotgan tog' jinslari namunalari bir o'q bo'ylab cho'zilishga nisbatan sinash ishlari asosan namunalarning bo'ylama kesimi yuzalari bo'yicha amalga oshirildi.

Braziliya usulida tog' jinslari namunalarning bir o'q bo'ylab cho'zilishga bo'lgan mustahkamligini aniqlash natijalari 2-jadvalda o'z aksini topgan.

O'rganilayotgan tog'ri silindrsimon shakldagi tog' jinslari namunalari uchun ilashish ko'rsatkichi va ichki ishqalanish burchagi qiymatlari 2-jadvalda keltirilgan.



3-rasm. IP-1A-1000 PK modeldagi gidravlik sinov mashinasida tajriba o'tkazish jarayoni (Braziliya usulida)



4-rasm. Namunaning parchalanishga qadar sxematik ko'rinishi

Tog' jinslarining bir o'qli bo'ylab siqilish va cho'zilishga bo'lgan mustahkamlik ko'rsatkichlarini aniqlash natijalariga asosan, glinali alevrolitli slanets va qumtoshlar uchun Mora doiralari qurildi (5-rasm).

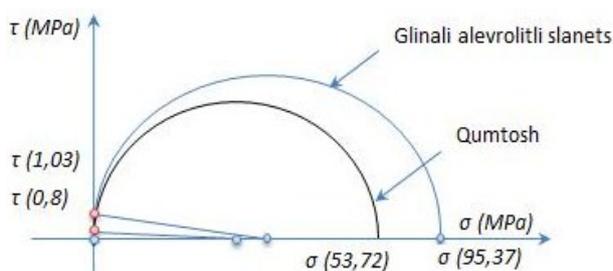
Ushbu ishda glinali alevrolitli slanets va qumtoshlarning namunalari o'rganildi, ular uchun mustahkamlik va deformatsiyaviy xususiyatlar aniqlandi.

Deformatsiyaviy xususiyatlariga ko'ra, namunalarning elastiklik moduli, hajmiy elastiklik moduli va Puasson koeffitsientining o'rtacha qiymatlari glinali alevrolitli slanets uchun 1,27·10⁴ MPa; 1,10·10⁴ MPa; 0,25·10⁴ MPa va mos ravishda qumtosh uchun 3,38·10⁴ MPa; 1,52·10⁴ MPa; 0,30·10⁴ MPa ni tashkil etdi.

2-jadval

Silindr shaklidagi tog' jinslari namunalarning (Braziliya usulida) bir o'q bo'ylab cho'zilishga bo'lgan mustahkamligi, ilashish ko'rsatkichi va ichki ishqalanish burchagini aniqlash natijalari

№ t/r	Namunaning nomlanishi	Namunaning tartib raqami	Namunaning diametri/balandligi, mm	Namunaning sinish yuzasi maydoni, sm ²	Parchalovchi yuklama, kg	Bir o'q bo'ylab cho'zilishga bo'lgan mustahkamligi, MPa	Ilashish ko'rsatkichi, MPa	Ichki ishqalanish burchagi, gradus
1.	Glinali alevrolitli slanets	1	35/33	17,10	1315	4,9	0,8	20°18'
		2	39,5/20	6,28	917	9,3	0,11	20°
		3	35/39	23,88	1649	4,4	0,13	19°18'
		4	35/49	37,69	4378	7,4	0,15	19°18'
2.	Qumtosh	1	35/35	19,23	1238	4,1	1,71	33°24'
		2	35/46	33,22	1079	2,07	1,03	28



5-rasm. Glinali alevrolitli slanets va qumtoshlar uchun Mora doiralari

Silindrsimon shakldagi namunalarni bitta o'q bo'ylab siqish paytida ularning o'rtacha mustahkamlik ko'rsatkichlari glinali alevrolitli slanets uchun 47 dan 90 MPa gacha, qumtoshlar uchun esa 5 dan 8 MPa gacha oraliqda aniqlandi.

Glinali alevrolitli slanets va qumtosh o'rtacha yuklama ostida parchalandi, ba'zi bir namunalarning parchalanish xususiyati dinamik holda bo'ldi.

Bir o'q bo'ylab siqilish va cho'zilishga mustahkamlik chegaralari, shuningdek tog' jinsining ilashish ko'rsatkichi bir-biriga nisbatan to'g'ridan-to'g'ri mutanosib ravishda o'zgarishi aniqlandi.

Bu esa ularning ichki ishqalanish burchagi tangensining o'zgarishini, ya'ni doimiy ekanligini ko'rsatadi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Ilinskaya Ye.I., Zemisov B.N., Krotov G.A., Kuznesov G.I., Lavrov V.I. Tog' jinslarining xususiyatlari va ularni aniqlash usullari. – M.: «Nedra», 2019. – 392 bet.
2. Turayev A.S., Jiyanov A.B., Buriyev Sh.U. Tog' jinslarining mustahkamligi va deformatsiya xususiyatlariga namuna balandligining uning diametriga nisbati ta'sirini o'rganish. O'zbekiston konchilik xabarnomasi ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali. – № 1 (80). – Navoiy, 2020. 18-21 betlar.
3. GOST 21153.2-84. Tog' jinslari. Bir o'q bo'ylab siqishda mustahkamlik chegaralarini aniqlash. URL: <https://docs.cntd.ru/document/1200023973>.
4. Lomtadze V.D. tog' jinslarining fizika-mexanik xususiyatlarini laboratoriya sharoitida tadqiq qilish usullari. – L.: Nedra, 2012. – 312 bet.
5. Mislibayev I.T., Jiyanov A.B., Zairova F.Yu. Ko'p davrli yuk ostida tog' jinslarining charchoq sinishi tadqiqotlarini tahlil qilish. O'zbekiston konchilik xabarnomasi ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali. – № 1 (56). – Navoiy, 2014. 20-22 betlar.
6. Norov Yu.D., Mislibayev I.T., Nasirov U.F., A.B. Jiyanov. Qayta yuklanganda tog' jinslarining mustahkamligi zaiflashishini o'rganish metodikasi. O'zbekiston konchilik xabarnomasi ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali. – № 3 (58). – Navoiy, 201419-22 betlar.
7. GOST 21153.3-85. Tog' jinslari. Bir o'q bo'ylab chozilishda mustahkamlik chegaralarini aniqlash. [Elektron resurs]. URL: <https://docs.cntd.ru/document/1200023974>.
8. Sultanaliyeva R.M., Kozubay I., Konushbaeva A.T. Statik yuk ostida tog' jinslarini yo'q qilish // B.N. Elsin nomidagi Qirg'iz-Rus Slovyan universiteti xabarnomasi. 2019. – T. 19. № 4. 150-154 betlar.
9. Jiyanov A.B., Sharipov L.O., Buriyev Sh.U., Sunnatilloev Sh.Sh. Studies of the processes of physical and chemical destruction of hard rocks by various solutions of surfactants. Xalqaro IT va muhandislik sohasidagi ilg'or tadqiqotlar jurnali. 2022 y. № 6, 11-qism. 56-60 betlar.
10. Schön J.H. Tog' jinsining fizik xususiyatlari, neftni qidirish va qazib olish bo'yicha qo'llanma. Elsevier, AQSh, 2015. – 494 bet.
11. Hoek E., Martin C.D. Fracture initiation and propagation in intact rock – a review. Journal of Rock Mechanics and Geotechnical Engineering. 2014. Vol. 6. No. 4, pp. 278-300.
12. Baklashov I.V. Geomexanika. Darslik. – M.: MGGU, 2014. – 208 bet.

НФ-630; НФ-1200М-03

ВЕРТИКАЛЬНЫЙ ФРЕЗЕРНО-РАСТОЧНЫЙ СТАНОК



NMZ
Вдохни жизнь в металл

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

ДАЙКИ ТОНАЛИТ-ПОРФИРОВ КАРАКУТАНСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ (ЗИАЭТДИНСКИЕ ГОРЫ)



Ишбаев Х.Д.,
главный научный сотрудник
лаборатории петрологии Института геологии
и геофизики им. Х.М. Абдуллаева УГН
Госкомгеологии РУз.,
д.г.-м.н., профессор



Ахмеджанов Б.А.,
соискатель
факультета геологии и
геоинформационных систем
Национального университета
Узбекистана им. Мирзо Улугбека



Ким М.А.,
старший научный сотрудник
Института геологии и геофизики
им. Х.М. Абдуллаева
УГН Госкомгеологии РУз.



Косбергенов К.М.,
базовый докторант (PhD)
Института геологии и геофизики
им. Х.М. Абдуллаева
УГН Госкомгеологии РУз.

Maqolada Ziyovuddin tog'laridagi Qoraqo'ton ma'dan maydonining tonalit-porfirli daykalari tavsifi berilgan. Ular dala shpati megakristallari mavjud bo'lgan porfirli tuzilish bilan ajralib turadigan turli qalinlikdagi bir qator subkenglik bo'yicha cho'zilgan daykalar seriyasini hosil qiladi. Plagioklaz, kvarts, kamdan-kam qo'ng'ir rangli amfibol va biotit fenokristallaridan iborat. Asosiy massasi mikropoykililtli bo'lib, dala shpati, kvarts, seritsit, xlorit, karbonat, biotitdan iborat. Anortoklazdan iborat K-Na dala shpatlarining megakristallarining mavjudligi xarakterlidir. Tonalit-porfirli daykalar oltindor kvarts tomirlari bilan kesiladi, bu ularning to ma'dangacha hosil bo'lgan tabiatini ko'rsatadi. Daykalar Cr, Mo, W, Hf, Cu, Zn, Ag, Cd, As, Sb va Bi ga ixtisoslashgan va tarkibida 0,08 g/t gacha oltin, 0,7 g/t gacha kumush mavjud.

Tayanch iboralar: mineral, megakristallar, tog' jinsi, dayka, tonalit-porfir, porfir tuzilish, asosiy massa, Qoraqo'ton ma'dan maydoni, kvarts tomiri.

В статье дана характеристика даек тоналит-порфиров Каракутанского рудного поля Зиаэтдинских гор. Они образуют серии даек различной мощности субширотного простирания, характеризующиеся порфировой структурой с наличием мегакристаллов полевых шпатов. Состоит из вкрапленников плагиоклаза, кварца, редко коричневого амфибола и биотита. Основная масса микропоякилитовая и состоит из полевых шпатов, кварца, серицита, хлорита, карбоната, биотита. Характерно наличие мегакристаллов K-Na полевых шпатов, представленные анортотклазами. Дайки тоналит-порфиров секутся золотоносными кварцевыми жилами, что свидетельствует о дорудном проявлении даек. Дайки специализированы на Cr, Mo, W, Hf, Cu, Zn, Ag, Cd, As, Sb и Bi и содержат золото до 0,08 г/т, серебра до 0,7 г/т.

Ключевые слова: минерал, мегакристы, порода, дайка, тоналит-порфир, порфировая структура, основная масса, Каракутанское рудное поле, кварцевая жила.

Дайки тоналит-порфиров среди даек каракутанского диорит-гранитоид-порфирового дайкового комплекса, выделенные в северной части Зиаэтдинских гор, представляют особый интерес в связи с наличием в них своеобразных мегакристаллов щелочных полевых шпатов (анортотклазов) [1].

В пределах Каракутанского рудного поля тоналиты образуют малые интрузии порфировидных тоналитов и дайки тоналит-порфиров, которые наименовались как гранодиорит-порфиры, порфировидные гранодиориты и т. п. [2, 3].

Дайки тоналит-порфиров широко распространены среди разнообразных по составу даек в пределах Каракутанского рудного поля. Они образуют серии ветвящихся даек различной мощности субширотного простирания (рис. 1), которые секут вмещающие отложения катармайской свиты и малые интрузии порфировидных тоналитов.

Тоналит-порфиры образуют серию субширотно вытянутых даек в центральной и северной частях Каракутанского рудного поля (рис. 2а). Протяжённость их достигает 250 м, мощность до 50 м, падение крутое (70°). Контакты даек с вмещающими породами чёткие, секущие.

Окраска породы серая, буровато-серая, текстура массивная, структура порфировая, основная масса микропоякилитовая. Характерно наличие мегакристаллов калинатровых полевых шпатов размером до 3 см (рис. 2б, в). Размеры порфировых выделений 0,6-2,3 мм, количество – 10-35%.

Размерность зёрен основной массы – 0,01-0,2 мм. В порфировых выделениях плагиоклаз, биотит, редко роговая обманка и кварц. Плагиоклаз практически полностью замещён серицитом, хлоритом, кварцем. Биотит частично, либо полностью, замещён хлоритом и карбонатом в ассоциации с лейкоксеном, эпидотцоизитом, рутилом (сагенин), амфибол-хлоритом. Основная масса также подвергнута сильному изменению и состоит из полевых шпатов, кварца, серицита, хлорита, карбоната, биотита.

По данным Шадрина В.Л. и др. (1999 г.) содержание минералов: кварца – 28%; калиевых полевых шпатов – 8%; плагиоклазов – 38%; биотита – 12%; амфибола – 5-7%; карбоната, хлорита, эпидотцоизита, пирита, рутила, лейкоксена, апатита, сфена, циркона до 7%, что практически совпадает с нашими данными. Плагиоклаз образует призматические зёрна. Он также встречается в виде вростков в мегакристаллах K-Na полевых шпатов (рис. 2д, рис. 3а, табл. 1), что свидетельствует о низкотемпературном генезисе. В промежутках плагиоклаза встречается биотит разложенный, по нему развиты гидротиты (рис. 2г, рис. 3б, 3в). Судя по химическому составу биотит вторичный, поскольку содержание магния и титана незначительное (табл. 1). Мегакристаллы K-Na полевых шпатов представлены анортотклазом, в них содержание бария доходит до 1,80% (табл. 1). Во вторичных зёрнах биотита широко развит апатит (рис. 3г), который представлен призматическими зёрнами с незначительными примесями PЗЭ (табл. 1),

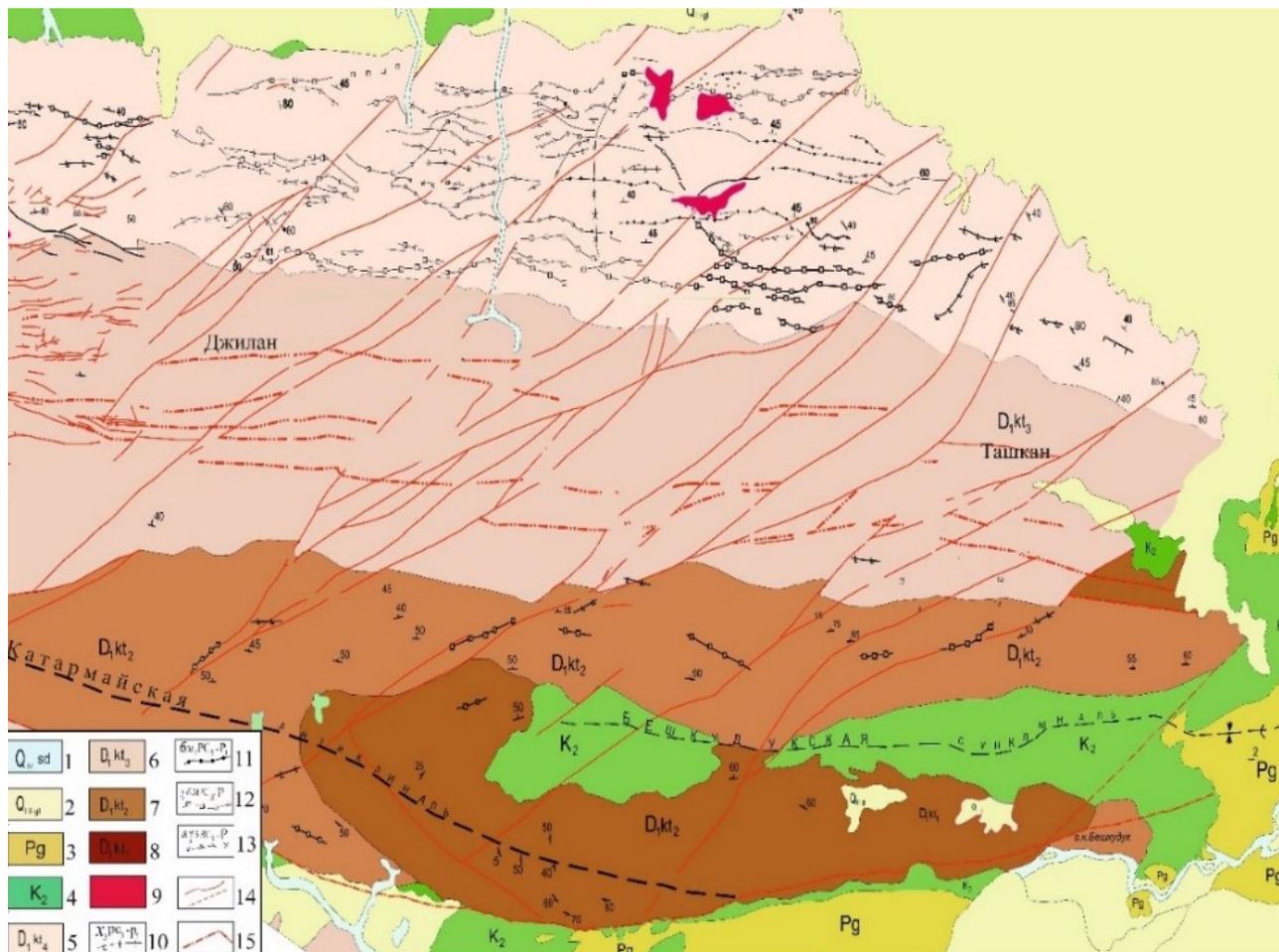


Рис. 1. Схематическая геологическая карта Каракумского рудного поля М 1:25000 (по В.Л.Шадрину и др., 1999 г. с некоторыми изменениями): 1 – сырдарьинский комплекс. Современные отложения русел; 2 – золоднестепский комплекс. Аллювиальные, делювиально-пролювиальные отложения; 3 – глины мергелистые, опоквидные пески полевошпатовые, известняки оолитовые, кремнистые, мергелистые ракушники; 4 – песчаники, пески, алевриты, глины, гравелиты конгломераты; 5 – нижний отдел. Катармайская свита. Подсвита 4. Терригенная. Алевриты, песчаники, сланцы глинистые, слюдисто-кварцевые, полевошпатовые, хлоритовые, слюдистые. Редкие покровы спилитов; 6 – подсвита 3. Вулканогенно-терригенная. Сланцы полевошпатовые, хлоритовые, слюдистые, слюдисто-кварцевые, углисто-глинистые, прослои, линзы доломитов, песчаников, туфоагломератов, покровы спилитов; 7 – подсвита 2. Терригенно-карбонатная. Сланцы слюдисто-кварцевые, линзы и прослои известняков, доломитов; 8 – подсвита 1. Терригенно-вулканогенная. Туфы, туфо-агломераты базальтового и оливин-базальтового состава, линзы и прослои мраморов, известняков, доломитов слюдисто-кварцевых сланцев; 9 – Биотит-роговообманковые тоналиты; 10 – лампрофиты, керсантиты, спессариты, спессарит-керсантиты; 11 – кварцевые диоритовые порфириды, кварцевые сиенодиоритовые порфиры; 12 – тоналит, -гранодиорит-порфиры; 13 – мелкозернистые граниты; 14 – разрывные нарушения: 1) прослеженные, 2) предполагаемые; 15 – Наврузалинский разлом

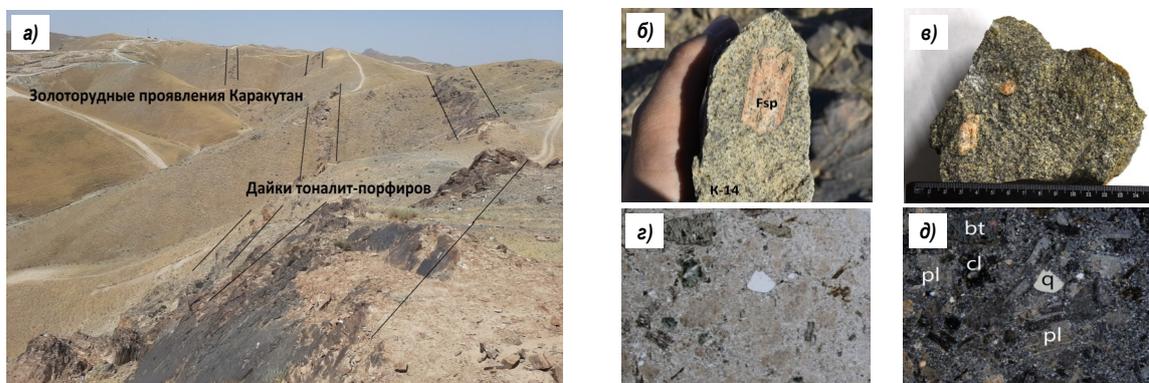


Рис. 2. Дайки тоналит-порфиров Каракумского рудного поля: а – параллельно-извилистые серии даек тоналит-порфиров; б, в – образцы из дайки, в наличии мегакристаллы калиево-натриевых полевых шпатов среди порфировых вкрапленников; шлифы под микроскопом: г – при одном николе, д – при двух николях. Вкрапленники состоят из плагиоклаза, биотита и кварца. Структура порфировая с микрофельзитовой и микропиклитовой основной массы

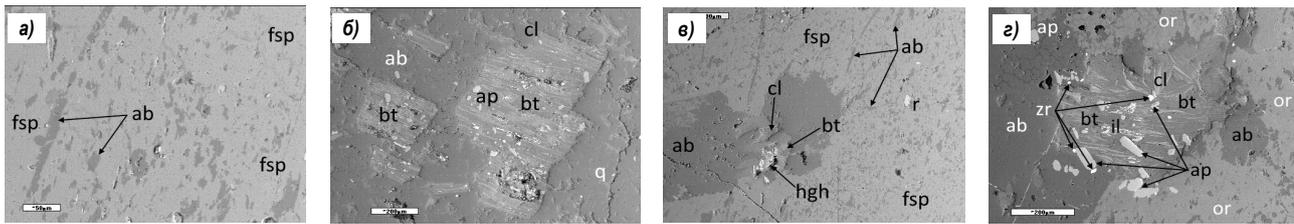


Рис. 3. Формы нахождения породообразующих и акцессорных минералов в дайках тоналит-порфиров Каракутанского рудного поля. Микрофотографии полированных шлифов на микроанализаторе «Jeol-8800Rh», Япония (а, б, в, г). Оператор Ким М.А.

Химический состав породообразующих минералов тоналит-порфиров Каракутанского рудного поля

Таблица 1

Окисел	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16
SiO ₂	68,25	68,28	63,68	62,87	63,24	64,20	47,43	48,45	48,29	24,76	27,91	30,64	3,12	3,98	0,46	9,79
TiO ₂							0,25	0,79	0,16		0,18				2,99	54,17
Al ₂ O ₃	19,24	19,78	18,57	18,29	18,33	18,74	31,75	30,62	32,83	19,76	18,25	20,94				5,77
Fe ₂ O ₃	0,02	0,07	0,11	0,07					1,53			28,98	80,69	80,95	86,94	
FeO							3,26	1,99		29,96	28,65					15,48
MnO									0,06	0,19	0,21	0,11			0,04	
MgO							1,32	2,27	2,39	10,16	12,69	11,03	0,74	0,85		
CaO	0,04	0,09										0,03	0,26	0,34		0,47
Na ₂ O	11,27	10,62			0,85	1,69			0,24							
K ₂ O	0,08	0,20	16,66	16,12	15,48	14,59	11,52	10,52	10,42			1,60				
V ₂ O ₅															0,06	0,36
Cr ₂ O ₃															0,20	
BaO			1,79	1,73	1,46	1,25										
Σ	98,90	99,04	100,59	99,08	99,35	100,47	95,53	94,64	95,89	84,82	87,89	93,31	84,81	86,11	90,69	86,03

Окисел	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28
SiO ₂	0,32	0,37	32,73	33,16	0,60	1,78	0,50	0,15	0,17			
TiO ₂							94,30	97,57	96,72			
Al ₂ O ₃							0,21					
FeO							0,70	0,74	0,69			0,04
CaO	53,10	53,35			0,76	0,53	0,11					
K ₂ O							0,25					
P ₂ O ₅	40,30	40,67			28,98	25,55						
V ₂ O ₅							0,73	0,70	0,71			
ZrO ₂			64,79	64,53					0,39			
HfO ₂			2,16	1,80			0,74		0,73			
ThO ₂					4,43	8,97						
La ₂ O ₃	0,19				16,82	16,17						
Ce ₂ O ₃	0,18	0,05			31,42	30,56						
Pr ₂ O ₃	0,02	0,08			2,62	2,82						
Nd ₂ O ₃	0,35	0,23			9,71	9,47						
Y ₂ O ₃					2,97	2,23						
Sm ₂ O ₃					0,75	0,91						
Nb ₂ O ₅							1,22	0,83	0,59			
SrO										1,80	4,94	2,02
BaO										62,61	58,23	61,92
SO ₃										35,60	36,03	36,09
Σ	94,45	94,68	99,69	99,48	99,06	99,07	98,76	100,00	100,00	100,00	99,19	100,06

Примечание: 1, 2 – альбит-олигоклаз; 3-6 – анортоклаз, крупный мегакристалл; 7-9 – биотит; 10-12 – хлорит (12 – в биотите); 13-15 – гидрогелит; 16 – выделение в биотите; 17, 18 – апатит; 19, 20 – циркон; 21, 22 – монацит; 23-25 – рутил; 26-28 – барит

а также имеются циркон, монацит, рутил и очень много барита (табл. 1), последний содержит стронций. Химический состав тоналит-порфира (КБ-14) следующий: SiO₂ = 68,10; TiO₂ = 0,57; Al₂O₃ = 16,30; Fe₂O₃ = 2,00; FeO = 1,50; MnO = 0,06; MgO = 1,90; CaO = 4,00; Na₂O = 4,50; K₂O = 0,81; P₂O₅ = 0,49; CO₂ = 0,50; Σ = 100,73; Кф = 64,81; Na₂O + K₂O = 5,31; Na₂O / K₂O = 5,56; нормативный корунд – 3,08. Анализ произведён в Центральной научно-исследовательской лаборатории АО «НГМК» А.М. Музаффаровым.

Тоналит-порфир характеризуется высокой глиноземистостью, натриевостью и корунд нормативностью, что отличает их от даек лампрофиров и диоритовых порфиритов. Хотя по содержанию малых элементов они практически идентичны, это, видимо связано

с локализацией их в пределах минерализованных зон (рис. 4). Тоналит-порфиры характеризуются низким содержанием – Be, Pb, Sr, V, Co, Sc, Y, Zr, Tl, Th, U, и повышенным – Cr, Mo, W, Hf, Cu, Zn, Ag, Cd, As, Sb и Bi (рис. 4). Поведения РЗЭ в дайке тоналит-порфира идентичны лампрофиром и диоритовым порфиритам (рис. 5), заметен европиевый максимум, который указывает на близкую к их области магмогенерацию. Что касается мегакристалл К-На полевых шпатов, то они микроскопически неоднородны (пертитовые вставки и др. включения), что свидетельствует об их низкотемпературном генезисе.

Мегакристаллы К-На полевых шпатов встречаются в вулканических полях Байкальского рифта, в базанитах вулкана Шаварын-

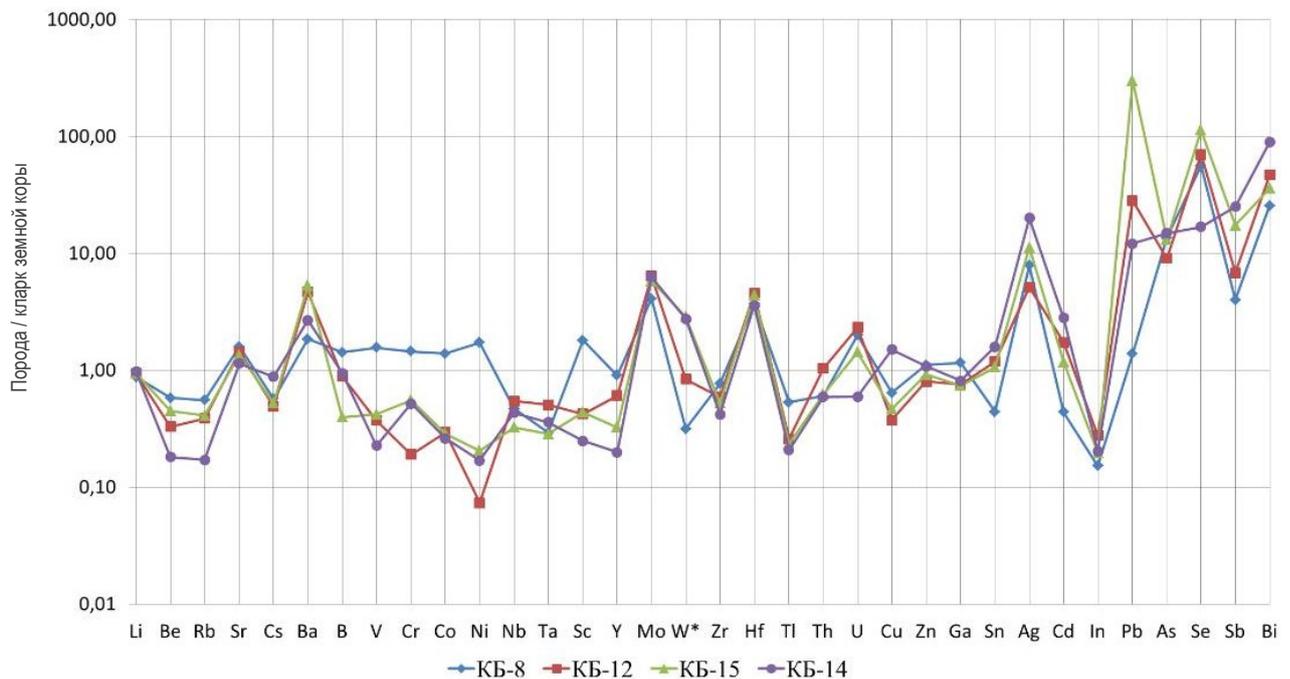


Рис. 4. Спайдер диаграмма распределения малых элементов в дайках Каракумутанского рудного поля: KB-8 – лампрофир, KB-12, KB-15 – диоритовые порфириды, KB-14 – тоналит-порфир

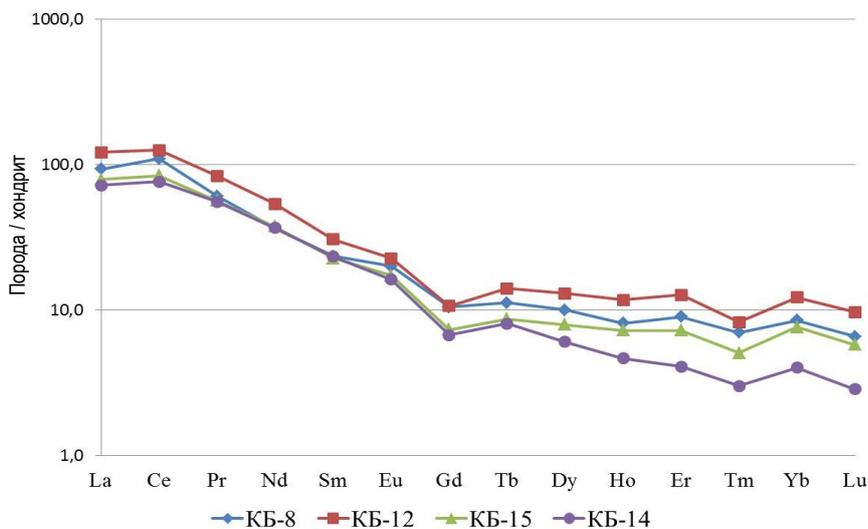


Рис. 5. Спайдер диаграмма распределения P3Э в дайках Каракумутанского рудного поля: KB-8 – лампрофир, KB-12, KB-15 – диоритовые порфириды, KB-14 – тоналит-порфир

Царам Монголии [4-6], где K-Na полевые шпаты представлены анортоклазами ($Or_{30-38}Ab_{57-64}An_{2-5}$) и санидинами ($Or_{41-70}Ab_{28-55}An_{2-4}$).

Обогащённые примесями K-Na полевые шпаты кристаллизовались в результате взаимодействия базальтового расплава с материалом нижней коры [4].

Проведенные исследования предварительно показали, что состав мегакристов K-Na полевых шпатов отражает особенности состава вмещающих его тоналит-порфиров, что служит ещё одним доказательством о родственном взаимоотношении тоналит-порфиров и мегакристов. Мегакристы K-Na полевых шпатов являются продуктами глубокой кристаллизации тоналит-гранодиоритовой магмы в промежуточном очаге, расположенном на глубине около 20-25 км, что для Нуратинского региона близко к границе верхней и нижней коры [7].

Библиографический список:

1. Карта магматических комплексов Узбекской ССР. – Т.: Фан, 1984. – 345 с.
2. Формационный анализ гранитоидов Западного Узбекистана // Под ред. Э.П. Исоха. – Новосибирск: Наука, 1975. – 518 с.
3. Миркамалов Р.Х., Диваев Ф.К., Ванесян Г.А., Темуров Б.З., Узоков Р.Т. Террейновое строение Зирабулак-Зиаздинских гор // Геология и минеральные ресурсы. – № 6. – Ташкент, 2021. – С. 3-14.
4. Литасов К.Д., Мальковец В.Г. Sr-Ba-Rb систематика мегакристаллов щелочных полевых шпатов из базальтоидов Центральной Азии // Геология и геофизика. – Новосибирск, 1998. – Т. 39. – № 9. – С. 1304-1308.
5. Кележинская В.В. Кайнозойские щелочные базальтоиды Монголии и их глубинные включения. – М.: Наука, 1979. – 312 с.
6. Егорова В.В., Исох А.Э., Шелепаев Р.А., Калугин В.М. Состав и условия образования мегакристовой ассоциации щелочных базальтоидов вулкана Шаварын-Царам (Монголия) и вулканического плато Дак Нонг (Вьетнам) // Геохимия, петрология, минералогия и генезис щелочных пород (18-23 сент. 2006 г.). – Миасс (Челябинская обл.): ИМин УрО РАН, 2006. – С. 77-80.
7. Сидорова И.П., Дадаев Д.М. Интегрированная геолого-геофизическая модель Нуратинского региона // Материалы Республ. научн. конф. «Современные проблемы связи геодинамики, магматизма и оруденения». – Ташкент, 2012. – С. 182-185.

АНАЛИЗ ПРИЧИН НИЗКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАЗРАБОТКИ ГАЗОКОНДЕНСАТНОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ СЕВЕРНЫЙ НИШАН



Аббасова С.А.,
доцент кафедры
«Разработка и эксплуатация
нефтяных и газовых месторождений»
ТГТУ им. И. Каримова,
PhD



Хайитов О.Г.,
заведующий кафедрой
«Горное дело»
ТГТУ им. И. Каримова,
д.г.-м.н., профессор



Мухаммадиев Х.М.,
доцент кафедры
«Нефтегазовое дело»
Каршинского инженерно-
экономического института,
PhD



Агзамова С.А.,
доцент кафедры
«Геология и геофизика
месторождений нефти и газа»
ТГТУ им. И. Каримова,
PhD

Maqolada Shimoliy Nishon konining geologik tuzilishini takomillashtirish natijalari va prognoz ko'rsatkichlari keltirilgan. Shimoliy Nishon konini ishlatish bo'yicha loyiha va haqiqiy ko'rsatkichlar o'rtasidagi nomuvofiqlik sabablari aniqlandi. Tasdiqlangan gaz va kondensat zahiralari aniqlashtirish maqsadida kollektorning turli uchastkalaridagi drenajlangan va qoldiq gaz zahiralari bosimni pasaytirish usuli bilan aniqlandi.

Tayanch iboralar: kon, uglevodород, газ, kondensat, ishlatish, zahiralар, qazib olish, olish, koeffitsient, shakllanish, bosim, quduq, texnologiya.

В статье приведены результаты уточнения геологического строения и прогнозных показателей разработки месторождения Северный Нишан. Проведено сопоставление проектных и фактических показателей разработки месторождения Северный Нишан, установлены причины их расхождения. Методом уменьшения давления оценены дренируемые и остаточные запасы газа различных участков залежи, показана необходимость уточнения утвержденных запасов газа и конденсата.

Ключевые слова: месторождение, углеводород, газ, конденсат, разработка, запасы, депрессия, извлечение, коэффициент.

В настоящее время разработка месторождений углеводородов осуществляется на основе «Закона Республики Узбекистан о недрах», «Правил разработки нефтяных и газонефтяных месторождений» и «Правил разработки газовых и газоконденсатных месторождений в Республике Узбекистан» [1-3]. Соблюдение указаний этих документов является обязательным, независимо от формы собственности и ведомственной подчинённости, для всех предприятий и организаций, осуществляющих работы по разработке месторождений углеводородов [2-3].

Разработка месторождений углеводородов осуществляется на основе проектных документов. Перечень вопросов, рассматриваемых в этих проектах приведён в регламентах по составлению проектных технологических документов на разработку нефтяных и газовых месторождений и газовых газоконденсатных месторождений [4-7].

Проектный документ на процесс разработки месторождения углеводородов рассматривается как модель (геологическая, гидродинамическая), лишь приближенно отражающая действительные условия и процессы, происходящие в недрах. Поэтому фактические и проектные показатели разработки разнятся между собой по многим причинам. В связи с этим, установление причин расхождения проектных и фактических показателей разработки месторождения углеводородов является актуальной задачей для совершенствования методов геологического и гидродинамического моделирования, реализованных систем разработки, планирования мероприятий по увеличению темпов отбора и коэффициента извлечения нефти и газа.

На основании многолетнего опыта разработки месторождений углеводородов можно выделить три группы причин, вызывающих расхождение проектных и фактических показателей [8-9]:

1. Ошибки в исходных данных при проектировании, обусловленные недостаточностью фактического материала, невысокой достоверностью сведений о строении залежей, параметров пластов, насыщающих их флюиды и т.д. Относительное влияние ошибок этого рода уменьшается по мере накопления дополнительной информации и учёта изменения представлений о залежи. Избежать этих ошибок практически нельзя. Их можно только уменьшить путём совершенствования методов изучения залежей, увеличения количества и качества исходной геолого-промышленной информации.

2. Несовершенство применяемых моделей и расчётов. Избежать эти ошибки даже теоретически нельзя. Никакая геологическая и гидродинамическая модель не может полностью отразить и учесть реальные природные условия подземного резервуара.

3. Организационные, технико-технологические, связанные с выполнением или несвоевременным выполнением рекомендаций проекта (запаздывание сроков разбуривания залежи, ввода скважин в эксплуатацию, нарушение технологического режима работы и т.д.).

В последние годы при сопоставлении проектных и фактических показателей разработки предпочтение отдаётся только контролирующим факторам, которые также распределены на группы [8].

Анализ текущего состояния разработки газовых и газоконденсатных месторождений во многом основывается на изменении среднего пластового давления в зависимости от объёма отобранного газа. На основе зависимости P/z от ΣQ_r (где P – среднее пластовое давление, z – коэффициент сжимаемости газа, ΣQ_r – суммарный отбор газа), оцениваются дренируемые запасы газа [12-19].

На основе разницы дренируемых запасов газа и запасов, посчитанных объёмным методом, можно обосновать необходимость проведения дополнительных геолого-технических мероприятий.

На практике может быть три случая соотношения запасов газа, подсчитанных объёмным и методом падения давления: $V > П$; $V \approx П$ и $V < П$.

Первый случай, при котором $V > П$, обычно объясняется неполным охватом дренирования газонасыщенного объёма залежи, часто является основанием для уплотнения плотности сетки скважин для повышения степени извлечения запасов газа.

Второй случай, когда $V \approx П$, свидетельствует практически о полном охвате, дренированием всего газонасыщенного объёма залежи и возможности достижения проектной величины извлечения запасов газа.

В третьем случае, когда $V < П$, возникает необходимость в уточнении запасов газа.

Рассмотрим результаты анализа причин отклонения фактических и проектных показателей разработки на примере газоконденсатного месторождения Северный Нишан.

Промышленно газоносными на месторождении Северный Нишан являются карбонатные отложения верхней юры. В промышленной практике они подразделяются на 3 продуктивных горизонта (XVI, XV и XIV).

На месторождении Северный Нишан как на близлежащих месторождениях Нишан, Камашы, Бешкент и др., всеми глубокими разведочными скважинами вскрыты разрезы безрифтового типа [10], в которых отсутствуют высокопористые известняки XV-Р и XV-НР горизонтов.

Отложения XVI горизонта вскрыты на полную мощность в скважинах № 3 и № 9 (144 и 150 м). Представлен горизонт преимущественно глубоководными известняками, хорошо выдержан как по мощности, так и по литологии в пределах не только описываемого месторождения, но и на соседних площадях.

Известняки, в основном, афанитовые, скрытокристаллические, тёмно-серые, местами почти чёрные, плотные, крепкие, массивные или толстоплитчатые, местами трещиноватые (трещины выполнены микрозернистым кальцитом и глинисто-битуминозным веществом). В подошве горизонта известняки сильно глинистые, с прослоями известковистых глин. Породы коллекторы в разрезе XVI горизонта отсутствуют [10].

XV горизонт, являющийся на месторождении Северный Нишан основным продуктивным горизонтом, сложен преимущественно плотными известняками серого и тёмно-серого цвета, плитчатыми и грубоплитчатыми, местами массивными, с прослоями пористых и мелкокавернозных известняков. Породы характеризуются интенсивной (на отдельных участках) трещиноватостью.

Наибольшее распространение в разрезе данного горизонта получили сгустково-водорослевые разновидности известняков, состоящие из сгустков и комочков пелитоморфного кальцита, клубочков водорослей, детрита и промежуточной кальцитовой массы, которая интенсивно перекристаллизована, доломитизирована (иногда до 20%), местами слабо (2-3%) ангидритизирована. Встречаются прослои афанитовых известняков, сложенных пелитоморфным кальцитом, имеющим нечетко выраженное сгустковое строение. Порода местами сильно доломитизирована. При этом чётко прослеживается приуроченность её к крыльевым и периклинальным частям складки.

Породы коллекторы присутствуют в виде прослоев толщиной от 0,6 до 7,6 м. Пористость их изменяется в пределах 5,5-13,5%, а суммарная толщина составляет 23-41% от общей толщины горизонта (84-102 м).

XIV горизонт сложен, в основном, известняками комковато-водорослевого состава тёмно-серого и чёрного цвета, плитчатыми, реже массивными, часто трещиноватыми и глинисто-карбонатными

породами, характеризующимися слабой доломитизацией и пиритизацией. В составе данного горизонта выделяются две гамма-активные пачки (ГАП-2 и ГАП-1), толщина которых, соответственно, 1-9 м и 5-8 м и которые благодаря их высокой глинистости и битуминозности, чётко фиксируются на каротажных диаграммах ГК и НГК.

Породы XV горизонта, в основном плотные, проницаемые разности присутствуют в виде единичных (1-2) тонких (0,6-0,8 м) прослоев: суммарная их толщина составляет 4-12%, причём в большинстве скважин они приурочены к кровельной части горизонта, общая толщина которого составляет 13-21 м.

Этаж газоносности, охватывающий XV, XVI и XVII горизонты, представляет собой единую газогидродинамическую систему с единым газоводяным контактом.

Месторождение Северный Нишан располагается в северо-восточной части Нишанской антиклинальной зоны. На фоне крупной Нишанской антиклинали, вдоль её оси, обособляется ряд складок, осложнённых тектоническими нарушениями. Наиболее крупной из них и гипсометрически наиболее приподнятой является Северо-Нишанская складка.

Северо-Нишанская складка представляет собой субширотную простирающуюся брахиантиклиналь, ось которой несколько изогнута в северном направлении, постепенно отклоняясь на юго-запад. Размеры складки по замкнутой изогипсе минус – 3300 м составляет: длина 11 км, ширина (в центральной части) 5,5 км, высота 420 м. Складка имеет асимметричное строение, углы падения пластов на крыльях составляют 5-8° (рис. 1).

Месторождение Северный Нишан введено в эксплуатацию в 2007 г. с вводом скважины № 2.

Начальные утверждённые запасы углеводородов составляют: природного газа – 30,725 млрд. м³ (сухого – 30,381 млрд м³), газового конденсата – 1,762 млн. т (1,456 млн. т извлекаемого), начальное пластовое давление – 549,6 кгс/см², потенциальное содержание конденсата на 1 м³ газа – 58,0 г/м³ [10].

В проекте разработки месторождения Северный Нишан было рассмотрено 3 варианта разработки с годовыми отборами газа в период постоянной добычи: 1000 млн. м³ (вариант 1); 1500 млн м³ (вариант 2) и 2000 млрд. м³ (вариант 3). Прогнозные технологические показатели отличались помимо годовых отборов газа фондом скважин и сроками разработки месторождения. При этом конечные коэффициенты извлечения газа (КИГ) и конденсата (КИК) во всех вариантах имели близкие значения от 82% до 83% и 68-70% соответственно.

Рассмотрим соответствие основных показателей разработки месторождения: фонда скважин, годовой и накопленной добычи газа, пластового давления и достигнутого коэффициента извлечения газа принятым проектным величинам.

На 01.01.2021 г. фонд скважин составляет 50 ед.:

- 9 контрольных скважин;
- 18 ликвидированных скважин;
- 1 скважина в ожидании ликвидации;
- 22 эксплуатационные скважины, из них действующих 14 скважин (№№ 3, 4, 16, 24, 26, 31, 34, 37, 39, 40, 42, 43, 46, 47, 49);
- 8 бездействующих скважин.

Динамика фонда скважин за период разработки месторождения в 2007-2021 гг. показывает, что первые 4 года фактическое их количество превышало проектное. В последующие годы (2011-2021 гг.) фактическое количество газодобывающих скважин меньше проектного и эта разница имеет тенденцию роста из-за их консервации и ликвидации вследствие обводнения (рис. 2).

Естественное увеличение фонда скважин в первые годы разработки привело к ежегодному увеличению добычи газа.

Как видно из рис. 3 в период 2007-2010 гг. на месторождении были достигнуты высокие темпы отбора газа, достигшие в 2008 г. – 10%, а в 2009 г. – 15,4% от начальных его запасов. При этом, высо-

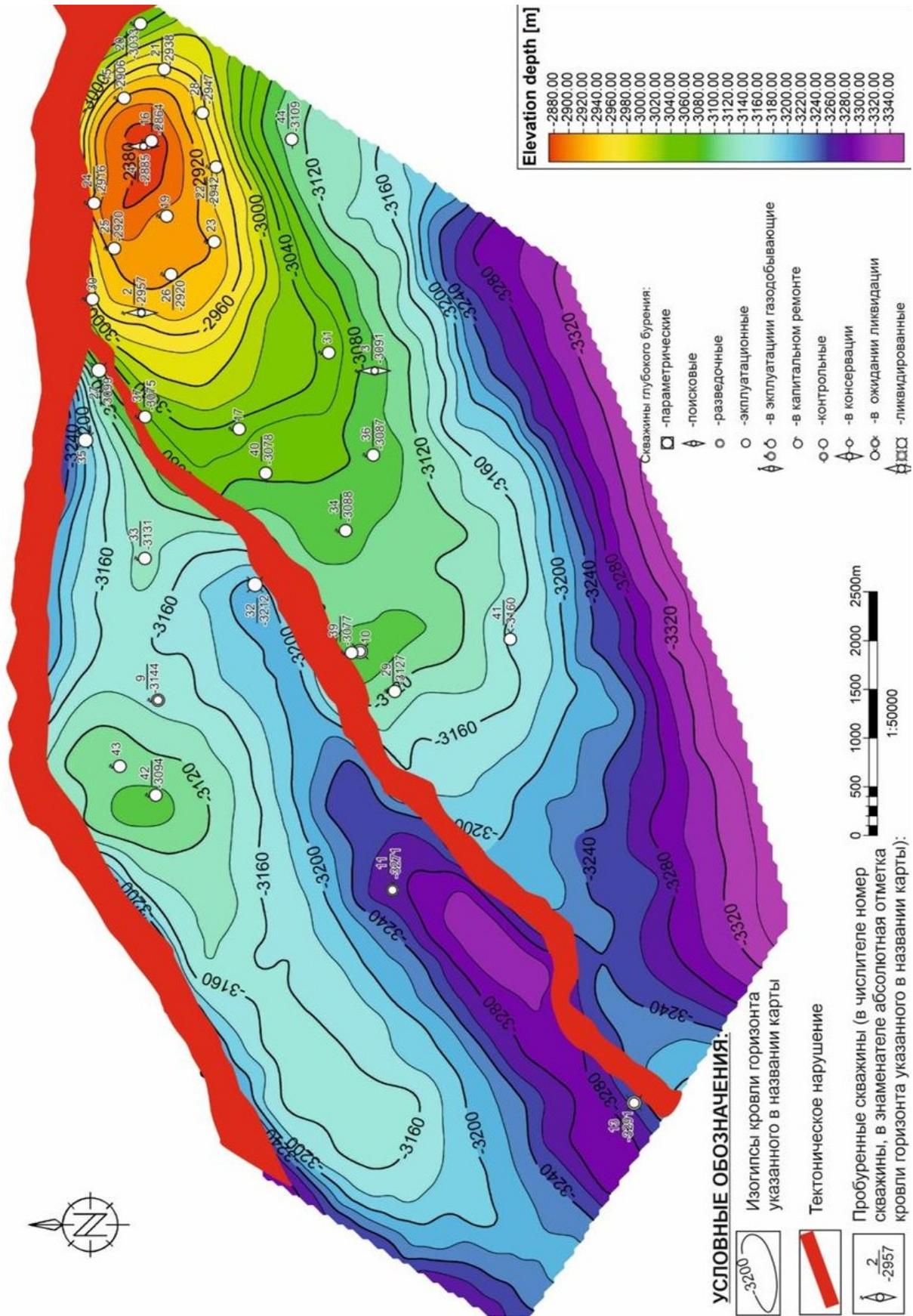


Рис. 1. Структурная карта по кровле XV горизонта месторождения Северный Нишан (Аббасова С.А., Мухаммадиев Х.М., 2022 г.)

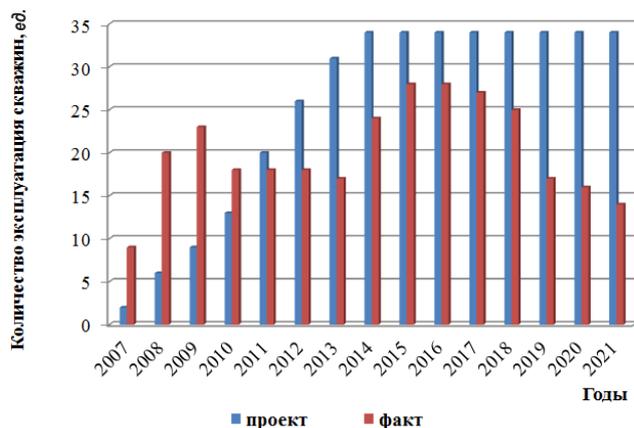


Рис. 2. Гистограмма изменения и сопоставления проектного и фактического фонда скважин на месторождениях Северный Нишан (Мухаммадиев Х.М., 2022 г.)

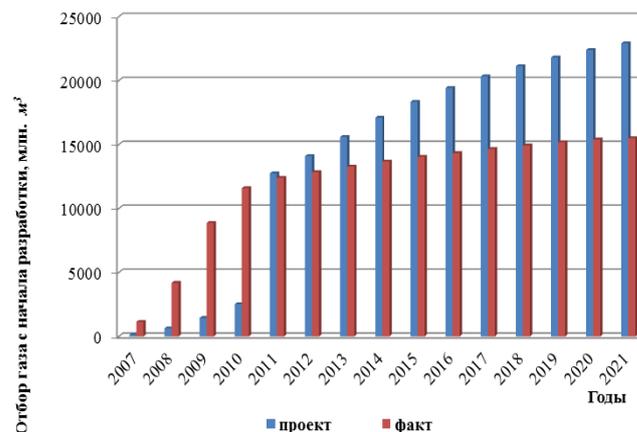


Рис. 4. Гистограмма изменения и сопоставления проектной и фактической добычи газа на месторождении Северный Нишан (Мухаммадиев Х.М., 2022 г.)

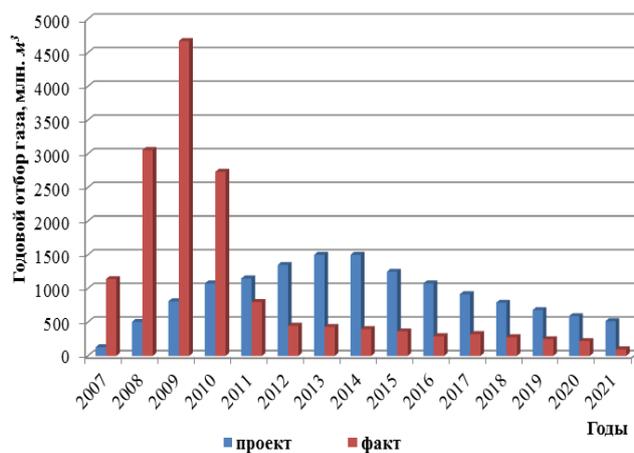


Рис. 3. Гистограмма изменения и сопоставления проектной и фактической годовой добычи газа на месторождении Северный Нишан (Мухаммадиев Х.М., 2022 г.)

ки темпы отбора газа были достигнуты в основном за счёт больших депрессий на пласт, изменяющихся в скважинах от 25 до 32 МПа при допустимой депрессии – 20 МПа.

Вследствие форсированного отбора газа на скважинах произошёл прорыв пластовой воды (конусообразование), в результате чего некоторые скважины полностью обводнялись и были выведены из эксплуатации. Средний дебит газодобывающих скважин (которые остались в эксплуатации) из-за форсированных отборов в 2011-2016 гг., за 10 месяцев 2017 г. значительно снизились и отличались от проектных в 2-3 раза.

Показатели добычи с начала разработки на 01.01.2021 г. составляют: природного газа – 15,178 млрд. м³ и газового конденсата 626,1 тыс. т; среднее текущее пластовое давление – 100 кгс/см²; выработанность месторождения: по газу – 50,9%, по конденсату – 52,1%. Интересно также отметить, что на 01.01.2021 г. проектное (10,35

МПа) и фактическое пластовое давление (9,5 МПа) практически совпали, хотя в начальной стадии фактические темпы снижения пластового давления превышали, а в последующее годы были меньше, чем проектные.

В период снижения пластового давления равного 9,5 МПа прогнозировалось извлечь 23372 млн. м³ газа, что на 7877 млн. м³ больше чем достигнутый фактический отбор (рис. 4).

Дренируемые запасы газа оценённые по методу падения давления составляют: I зона – 3756 млн. м³; II зона – 25206 млн м³ и III зона – 1835 млн. м³, всего по месторождению – 30797 млн. м³. При этих величинах остаточные дренируемые запасы газа по месторождению в целом составляют 15350,5 млн. м³, в том числе по зонам: I – 2252 млн. м³; II – 11968 млн. м³; III – 1131 млн м³.

На основании проведённых исследований можно сделать следующие выводы.

Одним из методов анализа обоснования геолого-технических мероприятий по увеличению темпов отбора и коэффициента извлечения газа газоконденсатных месторождений является сопоставление фактических и проектных показателей. На основании многолетнего использования данного подхода выделяются различные группы причин их отклонения.

На основе сопоставления запасов газа, подсчитанных объёмным методом и методом падения давления показано небольшое их различие, всего 1,37%.

Основной причиной отклонения фактических показателей разработки от проектных являются субъективные факторы, такие, как фонд скважин и депрессия на пласт, что привело к резкому увеличению добычи газа, а в последующем к значительному снижению от проектного уровня.

Эксплуатация скважин с большой депрессий на пласт доходящих $q_0 = 32$ МПа при начальном пластовом давлении 54,96 МПа привело к прорыву вод к забоям скважин и нерациональному расходу пластовой энергии.

Вследствие чего при снижении пластового давления на 82,1% достигнут коэффициент извлечения газа 50,9%.

Библиографический список:

1. Закон Республики Узбекистан о недрах (новая редакция). Собрание законодательства Республики Узбекистан. – № 1-2. – Ташкент, 2003.
2. Правила разработки нефтяных и газонефтяных месторождений. – Ташкент: НХК «Узбекнефтегаз», 2003. – 88 с.
3. Правила разработки газовых и газоконденсатных месторождений в Республике Узбекистан. – Ташкент: ОАО «NEFTGAZMEYOR», 2008. – 272 с.
4. Регламент составления проектных технологических документов на разработку нефтяных и газонефтяных месторождений. – Москва: ВНИИ, 1996. – 202 с.

5. Регламент составления проектных документов по разработке газовых и газоконденсатных месторождений. – Москва: ВНИИГАЗ, 1999. – 87 с.
6. Регламент на составление проектного документа по проведению укрупнённых технико-экономических расчётов для опытно-промышленной эксплуатации месторождений нефти и газа. – Ташкент: НХК «Узбекнефтегаз», 2010. – 7 с.
7. Жданов С.А., Сутормин С.Е. Организация контроля выполнения проектных документов по разработке нефтяных месторождений // Нефтяное хозяйство, 2007. – № 1. – С. 43-45.
8. Закиров С.Н. В будущее через опыт прошлого // Геология, геофизика и разработка нефтяных и газовых месторождений, 2002. – № 5. – С. 64-66.
9. Рудая В.С., Жданов С.А., Сутормин, С.Е. Контроль эффективности использования запасов на основе мониторинга разработки нефтяных месторождений // Нефтяное хозяйство. – № 2. – Москва, 2006. – С. 58-60.
10. Шевцов В.М., Журавлёв Я.Е., Закиров А.О. и др. Коррективы проекта разработки газоконденсатного месторождения Северный Нишан // – Ташкент: АО «УзЛИТИнефтегаз», 2011. – 190 с.

НФ-1200

**УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
КОНСОЛЬНО-ФРЕЗЕРНЫЙ СТАНОК**



NMZ
Вдохни жизнь в металл

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

К ВОПРОСУ О ГЕНЕЗИСЕ ЗОЛОТОГО ОРУДЕНЕНИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ БАЛПАНТАУ (ЦЕНТРАЛЬНЫЕ КЫЗЫЛКУМЫ)



Жураев А.Х.,
младший научный сотрудник
Института геологии и геофизики
им. Х.М. Абдуллаева



Пирназаров М.М.,
профессор
кафедры «Геология месторождений
полезных ископаемых»
Университета геологических наук,
д.г.-м.н.



Мусаев Г.М.,
руководитель группы
Инновационного центра по внедрению
новых технологий АО «НГМК»

Bolpontov koni Markaziy Qizilqumning boshqa oltin ma'dan ob'ektlaridan farqli o'laroq vulkanogen hosilalarga aniq bog'liqligi bilan tavsiflanadi. Vulkanogen muhitda uning geologik tuzilishi va shakllanish sharoitlari asosini izchil o'rganishda nafaqat G'arbiy, balki Sharqiy O'zbekistonda ham oltin ma'danlashuvining yangi bashoratlash-qidirish belgilarini ishlab chiqish uchun asos bo'lib xizmat qilishi mumkin.

Tayanch iboralar: oltin, Bolpontov koni, andezit, andezibazal't, slanets, ohaktosh.

Месторождение Балпантау в отличие от других Центрально-Кызылкумских золоторудных объектов характеризуется четкой пространственной приуроченностью к вулканогенным образованиям. Детальное изучение особенностей его геологического строения и условий образования в вулканогенной среде, может послужить основанием для разработки новых прогнозно-поисковых признаков золотого оруденения как в Западном, так и в Восточном Узбекистане.

Ключевые слова: золото, месторождение Балпантау, андезит, андезибазальт, сланец, известняк.

Месторождения рудных полезных ископаемых, образованные в метатерригенных углеродистых породах из-за значительных масштабов оруденения в основном определяют потенциал минерально-сырьевой базы золота Узбекистана. Это требует уделения пристального внимания к месторождению Мурунтау, являющегося эталонным объектом для рассматриваемого типа. Несмотря на это для него до настоящего времени остаются дискуссионными представления о генетической природе рудных концентраций, источниках золота и механизмах рудоотложения [1]. Для решения этих ключевых вопросов необходима постановка системных более углубленных геолого-генетических работ, а также совершенствование методов исследования месторождений аналогичных типов. В этой связи, предпринятая в этой статье попытка с привлечением современной высокочувствительной аналитической базы новых научных представлений о рудообразовании, основанная на результатах экспериментальных работ, многомерных к многофакторным моделям процессов рудообразования является актуальной.

Как известно, эндогенные месторождения в Узбекистане широко распространены и являются основным источником добычи золота. По минеральному составу руд эндогенные месторождения золота объединяются в следующие геолого-промышленные типы (ГПТ) месторождений [2].

Золото-кварцевый ГПТ. Золото в рудах в основном свободное – в кварце и частично в сульфидах, и характеризуется неравномерным распределением.

Основные геолого-промышленные типы: жилы в магматических, реже в вулканических (Чадакское рудное поле, месторождение Зармитан), терригенных (Каракудук) и карбонатных (Сентябрь), жилы и залежи в углеродисто-терригенных (Мурунтау, Мютенбай) породах. Месторождения в первом случае представлены системами простых сближенных жил, клиновидными, иногда межформаци-

онными телами и рудными столбами, во втором случае – этажно расположенными штокверками в сочетании со стержневыми кварцевыми жилами или без них.

В зависимости от минерального состава руд, количества сульфидов и пробыности золота, выделяются различные минеральные типы: золото – (серебро) – карбонатно-адуляр-кварцевый, золото-полисульфидный со свободным золотом пониженной пробы (Чадакское рудное поле); золото-шеелит-кварцевый, золото-полисульфидный с золотом высокой и средней пробы (Зармитан); золото-шеелит (пирит, арсенопирит)-полевошпатокарцевый со свободным золотом высокой пробы (Мурунтау).

Золото-кварцевый ГПТ. В составе руд важную роль играют пирит, антимонит, халькопирит, теллуриды золота, сульфосоли Pb, Cu, Ag, сфалерит и галенит в переменных количествах. Месторождения этой формации представлены системами крутых простых и сложных кварцевых жил (Актурпак), сочетанием пологих меж- и внутриформационных залежей, рудных столбов (Каульды, Кызылалма), трубчатых тел (Коч-булак), минерализованными зонами и жилами в терригенных породах (Амантайтау, Сармич, Биран). Золото свободное и частично связанное с сульфидами высокой, средней и низкой пробы.

Золотосульфидный ГПТ. В составе руд основную роль играют пирит и арсенопирит. Первичное золото тесно связано с сульфидами. Месторождения этой формации представлены в основном минерализованными зонами вкрапленности золотоносных сульфидов в углеродистых вулканогенно-терригенных и терригенных породах. Выделяются два основных минеральных типа: золото-пирит-арсенопиритовый и золото-пиритовый (Кокпатас, Даугызтау) с «упорным» золотом и золото-гидроокисный со свободным и высокопробным золотом (зона окисления тех же объектов).

Комплексный золото-серебряный ГПТ объединяет месторождения в терригенных и карбонатно-терригенных породах. Характе-

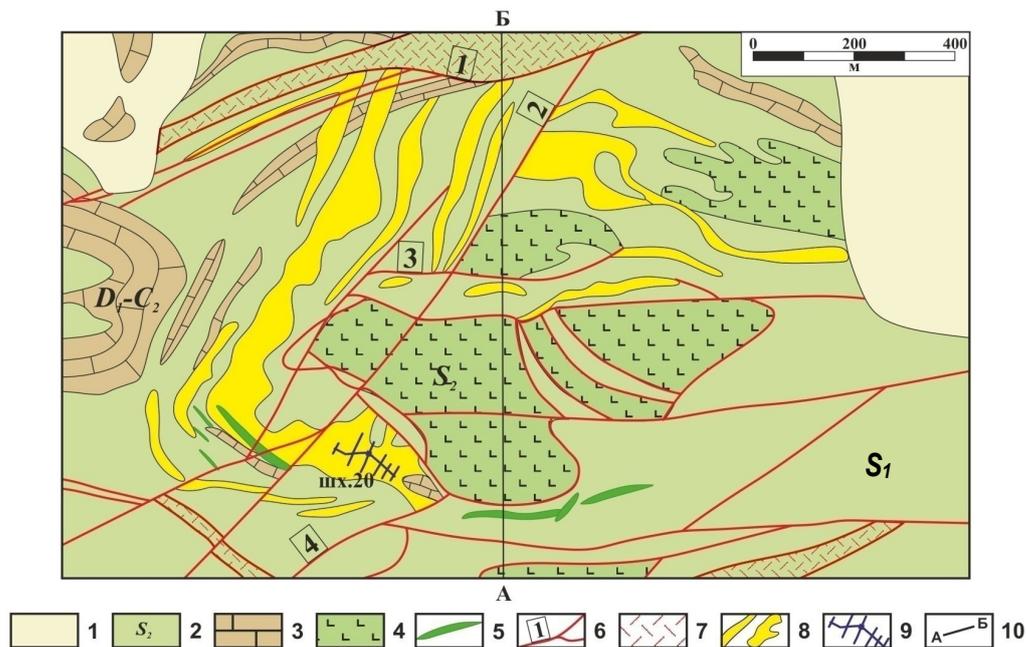


Рис. 1. Схематическая геологическая карта месторождения Балпантау (составлена по материалам Диваева Ф.К., Тена В.Н., Перепелицына Ю.Ф. и др. [5]): разрез по линии А – Б; 1 – рыхлые кайнозойские отложения нерасчленённые; 2 – отложения косбулакской свиты – S_1 , в низах, существенно терригенные, в верхней части осадочно-вулканогенные; 3 – карбонатные отложения – D_1-C_2 ; 4 – субвулканические андезибазальты – S_2 ; 5 – дайки нерасчленённые по составу: лампрофиры, диориты, миндалекаменные порфиристы; 6 – тектонические нарушения: 1) северный разлом, 2) диагональный разлом, 3) альпийский разлом, 4) центральный разлом; 7 – зоны интенсивного дробления пород; 8 – рудные тела; 9 – горизонт шахты № 20

ризуется высокой серебристостью золота и обилием собственно серебряных минералов (сульфидов, сульфосолей). Золотосеребряные месторождения – жилы минерализованные и жильные зоны (Нукракон), плито- и линзообразные тела (Косманачи).

Комплексное золото-медно-порфировое месторождение Алмалыкского ГРП. Следует отметить, что за последние годы наблюдается тенденция сближения принципов и структуры геолого-промышленной типизации золоторудных месторождений рудно-формационного типа (РФТ) по количеству сульфидов, присутствующих в рудах, золоторудные месторождения объединяются на убогосульфидные (до 1%), малосульфидные (1-10%), умеренно-сульфидные (10-30%) и существенно сульфидные (более 30%) [3].

Помимо перечисленных ГПТ и рудно-формационных типов представляющих собственно и комплексные золоторудные месторождения, золото является важным полезным компонентом многих эндогенных комплексных месторождений Узбекистана, главным образом серебро-полиметаллических, колчеданно-полиметаллических и др. [3].

В этом стройном ряду типов золоторудных месторождений, не характерных для Центрально-Кызылкумских объектов четкой приуроченностью к вулканогенным образованиям выделяется месторождение Балпантау. Детальное изучение особенностей его геологического строения и условий образования в вулканогенной среде может послужить основанием для разработки новых прогнозно-поисковых признаков золотого оруденения в Западном и Восточном Узбекистане.

В геологическом строении месторождения принимают участия дислоцированные образования позднего палеозоя и кайнозойские отложения платформенного чехла [4]. Наиболее древними отложениями на площади месторождения являются карбонатные отложения (рис. 1).

Карбонатный разрез представлен переслаиванием тёмно-серых микрозернистых известняков с детритусовыми известняками.

Вверх по разрезу тёмно-серые известняки сменяются тонкослоистыми серыми разностями с линзовидными прослоями и стяжениями кремня, выше идут тёмно-серые тонкослоистые и микрослоистые полосчатые, в свою очередь сменяющиеся светло-серыми слоистыми органогенными разностями. Отложения нижней субфации начинаются с пачки частого переслаивания известняков и песчаников. Вверх по разрезу «переходная пачка» замещается пачкой переслаивающихся песчаников, алевролитов, аргиллитов с единичными горизонтами известняков в низах и вулканомиктовых пород в верхах пачки. Основу пачки составляют метапелиты с разной долей обломочного материала. Среди метапелитов (глинисто-слюдистых сланцев) отмечаются прослои и горизонты мощностью от 10-20 см до первых метров песчанитых и гравийных алевролитов, гравелитов. По объёму, до 50% разреза субформации, преобладают углесто-слюдисто-кварц-альбитовые микросланцы. Остальные разности пород уступают по значимости и распространённости. Сланцы имеют выраженную плитчатую текстуру и состоят из чередующихся полосок с преобладанием микрозернистого кварца, кварца с альбитом, или серицита с тонкопосчатými скоплениями углестого вещества. Следующими по значимости в разрезе являются туфы и туфопесчаники с подчинённым количеством туфоалевролитов и туфоаргиллитов. Здесь же присутствуют кремнистые и кремнисто-карбонатные горизонты и линзы небольшой мощности. Очень неравномерно в субформации распространены андезит-базальты и андезиты. Андезиты и андезит-базальты определены по структуре и составу и характеризуются как излившиеся породы с обязательными для лав вкрапленниками – порфировыми выделениями в микрозернистой серицит-кварц-альбитовой основной массе. Слагают платформенной чехол и представлены отложениями зоцена и современными рыхлыми отложениями. Отложения среднего зоцена распространены только в северном экзоконтакте Балпантауского субвулкана, где они с размывом залегают на отложениях Рз. В основании разреза залегают горизонт конгломератов мощностью

0,5-2,5 м. В их составе имеются хорошо окатанные гальки кварца (до 90-95%) и изменённые вулканогенно-осадочные породы (5-10%). Выше по разрезу идут глины бурые, тёмно-коричневые плотные, участками с значительной примесью песчаного материала. Четвертичные отложения развиты практически на всей площади месторождения. Представлены они в основном суглинками и супесями желтоватого цвета мощностью от 0,5 до 6 м (рис. 2).

Самое крупное интрузивное тело на площади месторождения представлено Балпантауским субвулканом. На поверхности, в плане субвулкан имеет овальную форму с размерами по длинной оси до 900 м, а по короткой – до 400 м. Субвулканические образования на площади месторождения имеют большее распространение, они образуют весьма сложную систему с обилием силло-дайко- и штокообразных отщеплений и сателлитов. Внешне базальты, андезит-базальты и андезиты – это массивные, часто гнейсоватые, рассланцованные мелко порфириновые породы тёмного серо-зелёного цвета.

Золоторудное месторождение Балпантау является пока единственным представителем промышленных золоторудных объектов гор Тамдытау, приуроченных к вулканогенно-осадочному разрезу среднего карбона.

На завершающей стадии вулканической активности региона в эти породы внедрены субвулканические тела андезитов и андезитбазальтов. Как вмещающие породы, так и экструзии прорваны дайками керсантитов, кампонитов, монцодиоритов, шонкинит-порфиринов, габбро-диоритов и диоритовых порфиринов условно пермь-триасового возраста.

Золотое оруденение месторождения Балпантау характеризуется рядом признаков несколько отличимых от известных золоторудных месторождений в черносланцевых толщах Центральных Кызылкумов [6].

Рудные залежи месторождения Балпантау образуют подковообразный ореол минерализованных зон (внутри по борту 0,5 г/т выделяются рудные залежи), опоясывающий Балпантауский субвулкан.

Морфология минерализованных зон имеет различную форму и ориентировку, в виде секущих, дугообразных, субсогласных и они весьма компактно укладываются в единую, своей формой напоминающую подкову, незамкнутую с востока.

По результатам проведенных работ 2004-2008 гг. на восточном фланге по рудным залежам 8 и 15, подтверждается продолжение этих залежей за пределами изученной площади на значительное расстояние. Поэтому имеющиеся результаты не дают основания

говорить о полной замкнутости золотого оруденения вокруг Балпантауского субвулкана на восточном фланге.

Второй признак, постоянная заражённость золотой минерализацией вулканогенных и вулканогенно-осадочных отложений, являющихся основной рудовмещающей толщей, за исключением карбонатов и переходной пачки.

Содержания золота колеблются в весьма широких пределах от следов (менее 0,2 г/т) до граммов, редко до десятков (за счёт золотоносных кварцевых жил и прожилков) г/т в толще вмещающих пород.

Визуально не выделяются границы рудных залежей по результатам опробования по бортовым содержаниям золота 0,5 и 1,0 г/т.

Третья особенность, пожалуй, одна из важнейших, заключается в крайне неравномерном распространении золотого оруденения в рудных зонах и вмещающих породах. Эта особенность характерна и для чёрно-сланцевой толщи известных золоторудных и золотосеребряных месторождений (Даугызтау, Кокпатас, Высоковольное и др.).

Такое крайне неравномерное распределение золота можно объяснить приуроченностью высоких содержаний золота к маломощным, различно ориентированным золотоносным кварцевым жилам и прожилкам, не зависимо от глубины и месторасположения, о чем свидетельствуют многочисленные результаты анализов моно-проб кварцевых жил и прожилков в шурфе-1 и шахтах 11, 12 и выявление Королёвой И.В. самородного золота в тонких, до 1 мм кварцевых прожилках и керне колонковой скважины – № 1053, с глубин 167, 170 и 207 м [7]. Это обстоятельство является главным и объясняет причину частых несопоставимых содержаний золота в отдельно взятых рядовых пробах, отобранных из одного рудного тела, близко друг от друга, что мы наблюдаем в случаях при опробовании противоположных стенок подземных горных выработок, или параллельно рядовому опробованию и борозда по борозде и в случаях близко расположенных скважин на расстоянии 1-3 м друг от друга (Абдуллаев М.В., 2004-2009 гг.).

В отличие от многовариантности генезиса золоторудных месторождений Кызылкумов, локализованных в черносланцевых толщах, для Балпантау большинство исследователей предлагают и обосновывают только вулканогенно-гидротермальный вариант. Доказательством тому в первую очередь служит пространственная совмещённость оруденения с периферией субвулканического тела (Балпантауского субвулкана), при этом, плотность оруденения, количество и качество его снижаются с удалением от субвулкана

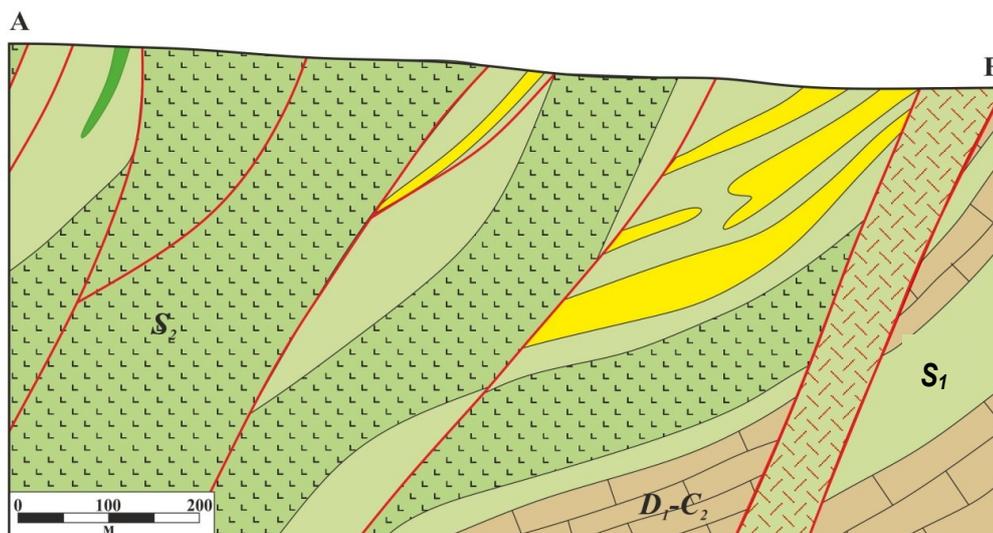


Рис. 2. Геологический разрез по линии А-Б месторождения Балпантау: S₁ – отложения косбулакской свиты; S₂ – субвулканические андезитбазальты; D₁-C₂ – карбонатные отложения

во все четыре стороны. Основной тип околорудных изменений – лиственитизация и пропилитизация, также характерны главным образом для районов основного и среднего вулканизма; более того, метасоматиты на Балпантау устанавливаются только в тесной связи с субвулканической постройкой. При этом, породы субвулкана максимально изменены только в экзоконтактных частях, т.е. на значительном удалении от центральных частей тела, логично предположить, что тектонические контакты субвулкана с вмещающими породами служили основным каналом для гидротермальных растворов, проникающих в серии трещин отслоения, массово развившихся в слоистых осадочно-вулканогенных породах при внедрении субвулкана. Следовательно, формирование метасоматитов, а затем и процесс рудоотложения, были, скорее всего, близки по времени и моменту становления субвулкана.

Есть и еще один, косвенный, факт, подтверждающий данную концепцию: в 150 килограммовой минералого-петрографической пробе, отобранной в 2001 г. из центральной части Тамдыбулакского субвулкана андезит-базальтов, обнаружено значительное количество знаков акцессорного золота (Диваев, Тен, 2002 г.).

Рудные тела Балпантау также бесспорно, как и месторождения Тамдыбулак (Бендик и др., 1972 г.), рассекаются всеми дайками, при многочисленных опробованиях в дайках района Балпантау золото в ощутимых количествах не установлено. По одному из вариантов возможно пространственное положение даек, структура, вмещающая их, может быть отрисована как полукольцевая вокруг субвулкана, а значит может трактоваться как кальдера проседания, возникающая при остывании субвулканического тела, компенсирующая потери объема.

Таким образом, время формирования оруденения находится в периоде от внедрения субвулкана до внедрения даек.

На дайках же отразилась лишь завершающая (практически незолотоносная) кварц-карбонатная стадия, воздействие которой выразилось в интенсивной их карбонатизации. (Перепелицын и др., 2003 г.).

Непосредственно связанную с характеристиками и признаками рудных формаций степень сульфидности руд устанавливают по их преимущественному проявлению в ведущих природных типах руд, определяющих промышленную значимость месторождений. Исходя из этого, рудно-формационная принадлежность месторождения Балпантау определена как малосульфидная, золото-кварц-сульфидная (табл. 1).

В определении рудной формации месторождения Балпантау в сопоставлении с золоторудными месторождениями Восточного Узбекистана также необходимо отметить выборочный характер локализации продуктивных на золото различных минералого-геохимических ассоциаций в специфических литолого-структурно-тектонических позициях площадей проявления «гидротермальной активизации». Принятие этого понятия объясняется необходимостью акцентирования ведущей роли в рудообразовании гидротермальных процессов, без углубления в их во многом

гипотетическую генетическую суть. Представляется, что в регионах с высокой степенью металлогенической специализации на золота, каковыми являются рассматриваемые территории Узбекистана, для формирования месторождений в определенных периодах их геологической истории (точнее в позднегерцинское время) достаточно только наличия инциаторов интенсивной гидротермальной проработки (магматических очагов, разломов глубокого заложения, участков повышенной проницаемости и др.) среды рудообразования.

В представляемой систематике (табл. 1) нами, вслед за Петровской Н.В. и Рожковым И.С. ведущая роль в подразделении золоторудных формаций отводится степени сульфидности руд, имеющей большое значение для выделения групп месторождений со сходными вещественными характеристиками и, следовательно, технологическими свойствами руд.

Эти данные также информативны для предварительного определения круга полезных компонентов руд и установления, в прогнозно-поисковых целях, минералого-геохимических индикаторов определения промышленного оруденения.

Таким образом, золоторудное месторождение Балпантау остаётся пока единственным представителем промышленных золоторудных объектов Центральных Кызылкумов приуроченных к вулканогенно-осадочному разрезу среднего карбона. По этим, и по ряду вышеотмеченных структурно-вещественных признаков он проявляет большие сходства с Восточно-Узбекистанскими золоторудными объектами (Кызылалма, Чадак, Кайрагач и др.), чем месторождениями Западного Узбекистана.

По результатам вулканической активности, в породы внедрены субвулканические андезиты и андезибазальты Балпантауского региона. При этом, как рудовмещающие породы, так и экстрезии прорваны дайками керсантитов, кампонитов, монцодиоритов, шонкинит-порфириров, габбро-диоритов и диоритовых порфириров условно пермь-триасового возраста. Их морфология также не имеет однородную форму и ориентировку, незамкнутую с востока.

В соответствие с ними отмечается и конфигурация золотого оруденения месторождения Балпантау, которое в отличие от известных золоторудных месторождений в черносланцевых толщах Центральных Кызылкумов, образует подковообразный ореол минерализованных зон в разрезе содержащих внутри по борту 0,5 г/т расходящиеся от субвулкана (лентообразные, пологие рудные залежи).

Имеющиеся результаты дают основания говорить о полной не замкнутости геологоразведочными работами контуров золотого оруденения вокруг Балпантауского субвулкана и, следовательно, о больших перспективах на скрытое золотое оруденение восточного фланга месторождения за пределами изученной площади.

Также, остается задачей дальнейшего детального изучения вулканогенные и вулканогенно-осадочные отложения площади, из за постоянной заражённости золотой минерализацией, где содержания золота колеблются в весьма широких пределах.

Библиографический список:

1. Образцов А.И. Месторождение Мурунтау. – Ташкент: ФАН, 2001. – С. 211.
2. Голованов И.М. Геолого-промышленные типы коренных золоторудных месторождений Узбекистана // Геология и минеральные ресурсы. – № 1. – Ташкент, 2000. – С. 18-29.
3. Пирназаров М.М. Золото Узбекистана: рудно-формационные типы, прогнозно-поисковые модели и комплексы. – Ташкент, 2016. – С. 247.
4. Воронков А.К., Перепелицын Ю.Ф. О новом для Кызылкумов типе золоторудных месторождений // Основные проблемы геологии и развития минерально-сырьевой базы Республики Узбекистан. – Ташкент: ГП «НИИМР», 1996. – С. 47-49.
5. Алимов Ш.П. Особенности формирования и закономерности размещения природных типов руд месторождений Балпантау и Янги-Давон // Автореферат. – Ташкент, 2017. – С. 51.
6. Алимов Ш.П., Цой В.Д., Королева И.В. Природные типы руд месторождения Балпантау // Руды и металлы, 2011. – № 1. – С. 36-42.
7. Алимов Ш.П., Цой В.Д., Королева И.В. Особенности формирования и закономерности размещения природных типов руд месторождения Балпантау // Геология и минеральные ресурсы, 2015. – № 1. – С. 40-45.

СТАТИСТИЧЕСКАЯ МЕТАЛЛОГЕНИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА УРАНОВОГО ОРУДЕНЕНИЯ ЗИРАБУЛАК–ЗИАЭТДИНСКИХ ГОР ЗАПАДНОГО УЗБЕКИСТАНА



Разиков О.Т.,
ведущий научный сотрудник
ГП «ИМР», д.г.-м.н.



Маринова С.Т.,
ведущий научный сотрудник
ГП «ИМР», д.г.-м.н.



Шарипов Ш.Ф.,
начальник отдела
«Геология, добыча, переработка
драгоценных, цветных металлов и
урана» Навоийского отделения АН РУз.,
PhD



Кенжаева Н.М.,
магистрант II-курса
ТашГУ им. Ислама Каримова

Ushbu maqolada Zirabuloq-Ziaetdin maydonidagi uran ob'ektlarining geologik tuzilishi xususiyatlarini aks ettiruvchi geologik ma'lumotlarning kartografik ma'lumotlar bazasini yaratish to'g'risidagi ma'lumotlar keltirilgan. Uran mineralizatsiyasini lokalizatsiya qilish omillarini aniqlash maqsadida geologik qidiruv samaradorligini oshirish va mahalliy prognozlash uchun geologik ma'lumotlarni kompyuter tahlil qilish metodologiyasi bo'yicha GIS loyihalari ishlab chiqilgan.

Tayanch iboralar: geologik tuzilishi, uran, granitoidlar, intruziyalar, karbonat jinslari, yoriqlar, kvartsitlar va konglomeratlar, geologik xarita, tektonik xarita, yoriqlar zonasi.

В данной статье приводятся данные о создании картографической базы геологической информации, отражающей особенности геологического строения урановых объектов Зирабулак-Зиаэтинского горнорудного района. Разработаны ГИС-проекты для повышения эффективности геологоразведочных работ и методика компьютерного анализа геологических данных для локального прогноза с целью выявления факторов локализации уранового оруденения.

Ключевые слова: геологическое строение, уран, гранитоиды, интрузивы, карбонатные породы, разломы, кварциты и конгломераты, геологическая карта, тектоническая карта, зона разлома.

В геологическом строении Зирабулак-Зиаэтинских гор и прилегающих территорий принимают участие осадочно-метаморфические образования протерозоя и палеозоя, прорванные преимущественно гранитоидными интрузивами, а также осадочные породы мезозоя и кайнозоя. Палеозойские образования в той или иной степени подвержены региональному и контактовому метаморфизму, с образованием различных сланцев, роговиков и мраморов.

Кроме того, в результате складчатых процессов, они значительно дислоцированы и осложнены разрывами. Палеозойские образования Зирабулак-Зиаэтинских гор относятся к Зеравшано-Алайскому вулканоплутоническому комплексу [1, 2].

В геолого-структурном отношении район представляет собой чередование антиклинорийных структур, вытянутых в субширотном направлении и осложнённых складками более высокого порядка. Они проявляются при разломных складках зон смятия субширотного запад-северо-западного простирания. Позиции рудных полей, месторождений и рудопроявлений определяются узлами пересечения зон смятия и разломов северо-восточного простирания.

Наиболее значимые проявления рудных минералов приурочены к местам сгущения поперечных разломов. Магматизм Зиаэтин-Зирабулакских гор преимущественно гранитоидный: породами, гранодиорит-адамеллит-гранитов сложено более 1/3 от площади палеозойских образований.

Основная масса интрузивных тел представлена калий-натровыми гранитоидами, эффузивами умеренно-кислого и средне-го состава [3, 4].

В структурном отношении Зирабулакские горы представляют собой крупный антиклинарий, в ядре которого локализуется одноимённый интрузив, который можно назвать батолитообразным. Характерной чертой всех интрузивных тел является подчинение их общей складчатой структуре района, длинные оси которых вытягиваются в широтном и северо-западном направлении, а также размещены в ядрах антиклинальных складок. Тымский средне-позднекарбонный комплекс представлен группой интрузивов (Тымский, Карачакудукский, Кетменчинский и др.) и приурочен к региональной зоне смятия.

В составе гранитоидов гнейсо-гранодиориты, адамеллиты порфировидные, биотитовые и амфибол-биотитовые гранодиориты и лейкократовые граниты. Зирабулак-Зиаэтинский позднекарбонный комплекс представлен гранитоидными разностями и включает следующие интрузивы: Зирабулакский, Чилиджуринский, Карнабский, Майзакский. Породы этого комплекса прорывают весь осадочный комплекс палеозоя, включая и отложения Тепаликской свиты. Разрывные структуры широко развиты в районе – это широтные (субширотные), северо-восточные и северо-западные. Наибольшим развитием пользуются широтные и субширотные нарушения. Разломы северо-восточного направления проходят среди песчано-сланцевых отложений и гранитоидными породами Зирабулакского массива.

Нарушения северо-западного направления развиты на западе и востоке площади. Зоны разломов характеризуются смещением песчано-сланцевых и карбонатных пород, кварцитов и конгломератов.

В состав ГИС-проекта, для компьютерного анализа по Зирабулак-Зиаэтдинскому рудному району вошли геологические карты:

1. Формационно-геологическая карта Зирабулакских гор. На карте отражены: геологическое строение, возраст, фация, формация и состав пород.

Состав фаций и формаций и их взаимоотношения по латерали характеризуют палеогеографические условия накопления. В средне-позднеордовикское время в зоне небольших тектонических колебаний (смена грубообломочных осадков – гравелиты, конгломераты, тонкообломочные сланцы, алевролиты) шло образование карбонатно-эффузивно-терригенной формации ($m = 800$ м). Анализ фаций внутри формации (залегание в верхах разреза алевролитов с глыбами, обломками пород) говорит о регрессивной направленности накопления формации.

С нижнего-верхнего силура по средний девон включительно на фоне постоянного погружения происходило отложение значительных по мощности карбонатных фаций, причём их сложные взаимоотношения по латерале позволяют судить об изменчивости состава морского бассейна. Мощность карбонатного разреза S1-D2 меняется от 800 м (Мирхайдар, Ингичке) до 2500 м (площадь южнее Зирабулакского интрузива). Максимальная мощность известняково-доломитовой фации S1-2 (~1000 м) в Пьязы-Махмутау характеризует накопление в условиях постоянного погружения наибольшей солёности бассейна.

Состав обломочных составляющих разреза Pz изменяется от кремнисто-кварцевого в формации O2-3-S1 до полимиктового в формациях C1 и C2.

2. Структурно-тектоническая карта Зирабулакских гор. Западно-Зирабулакский и Восточно-Зирабулакский скрытые разломы фундамента с запада и востока обрамляют Зирабулакский интрузив.

Северо-Зирабулакская глубинная зона грубо совпадает с Зеравшанским глубинным разломом, разделяющим Китармайскую и Зеравшано-Алайскую структурно-формационную зону (СФЗ) [5-7].

Южно-Зирабулакский и Алтыаульский конседиментационные разломы ограничивают с севера и юга Алтыаульскую подзону, которая выступает как область интенсивного смятия и широко проявленного субвулканического магматизма в O2-3.

Данная карта будет использована при компьютерном анализе для выявления количественных закономерностей размещения оруденения с геологическими формациями с целью определения благоприятных условий локализации полезных ископаемых.

В Зеравшано-Алайской зоне отложения геосинклинальных структур этажа возможно подразделить на четыре структурных яруса. Нижний ярус (карбонатно-эффузивно-терригенная формация O2-3-S1) характеризует регрессивную стадию развития. Структурный ярус S1-D2 знаменует условия комплексированного погружения трансгрессивной стадии и сложен в основном карбонатными формациями [7-9]. Магматическая деятельность этого периода выразилась в формировании субвулканических андезито-базальтов (Центрально-Зирабулакская подзона). Отложения C1 характеризуют условия предорогенного этапа (нижнеорогенный структурный ярус) – накопление порфирово-шлировой формации, становление субвулканических малых интрузий (трубки, жерла) дацит-порфиров и кварцевых порфиров. Моласса C2 (ранне-орогенный ярус) означает воздымание разлома и накопление грубообломочных фаций в поздних прогибах. Основными структурами геосинклинального этапа развития являются сопряженные пары: поднятие (Центрально-Зирабулакская подзона) и прогибы (Алтыаульская и Южно-Зирабулакская подзоны) раннего и среднего палеозоя [10, 11].

Основные складчатые структуры района – Алтыаульская и Ингичкинская антиклинали и тепаликская синклиналь. Алтыаульская антиклиналь протягивается через всю площадь в северо-западном направлении > 30 км. Ингичкинская антиклиналь прослежена фрагментарно.

3. Геологическая карта Зирабулак-Зиаэтдинского горнорудного района (рис. 1). В геологическом строении Зирабулак-Зиаэтдинских гор участвуют палеозойские, мезозойские и кайнозойские образования, из которых первые принадлежат к двум структурно-формационным зонам (СФЗ) – Зеравшано-Алайской и Зеравшано-Туркестанской [11, 12].

Зеравшано-Алайская зона характеризуется более полным разрезом палеозойских отложений и его непрерывностью с ордовика до среднего девона.

Ордовикская система. Отложения этой системы под названием Алтыаульской свиты широко распространены в Зирабулакских горах.

Свита представлена переслаивающимися сланцами (углисто-глинистыми, кварцево-серицито-углистыми), алевролитами, песчаниками, гравелитами, конгломератами с прослоями известняков и эффузивных пород. Соотношения с подстилающими породами неизвестны. Видимая мощность около 500 м.

Силурийская система. Породы залегают на ордовикских образованиях. В основании разреза выделены отложения лландоверийского яруса под названием дараитутская свита. Свита сложена преимущественно углисто-слюдисто-глинистыми сланцами с прослоями алевролитов, песчаников, гравелитов, известняков.

В районе колодца Алтыаул разрез дараитутской свиты существенно карбонатный, залегающий на отложениях ордовика. Мощность свиты до 500 м.

Образования венлокского яруса представлены двумя свитами; нижней-катаджарской и верхней-терикбабинской.

Породы катаджарской свиты залегают на отложениях ландоверийского яруса. Разрез её сложен тонкослоистыми известняками с прослойками и стяжениями кремнистых пород.

Верхневенлокские отложения (терикбабинская свита) покрывают катаджарскую свиту. Разрез терикбабинской свиты существенно карбонатный, мощность 500 м.

Разрез силурийских отложений завершается толщей лудловских образований верхнего отдела силура, которые выделены здесь в пъязынскую свиту, залегающую стратиграфически на доломитах верхнего венлока.

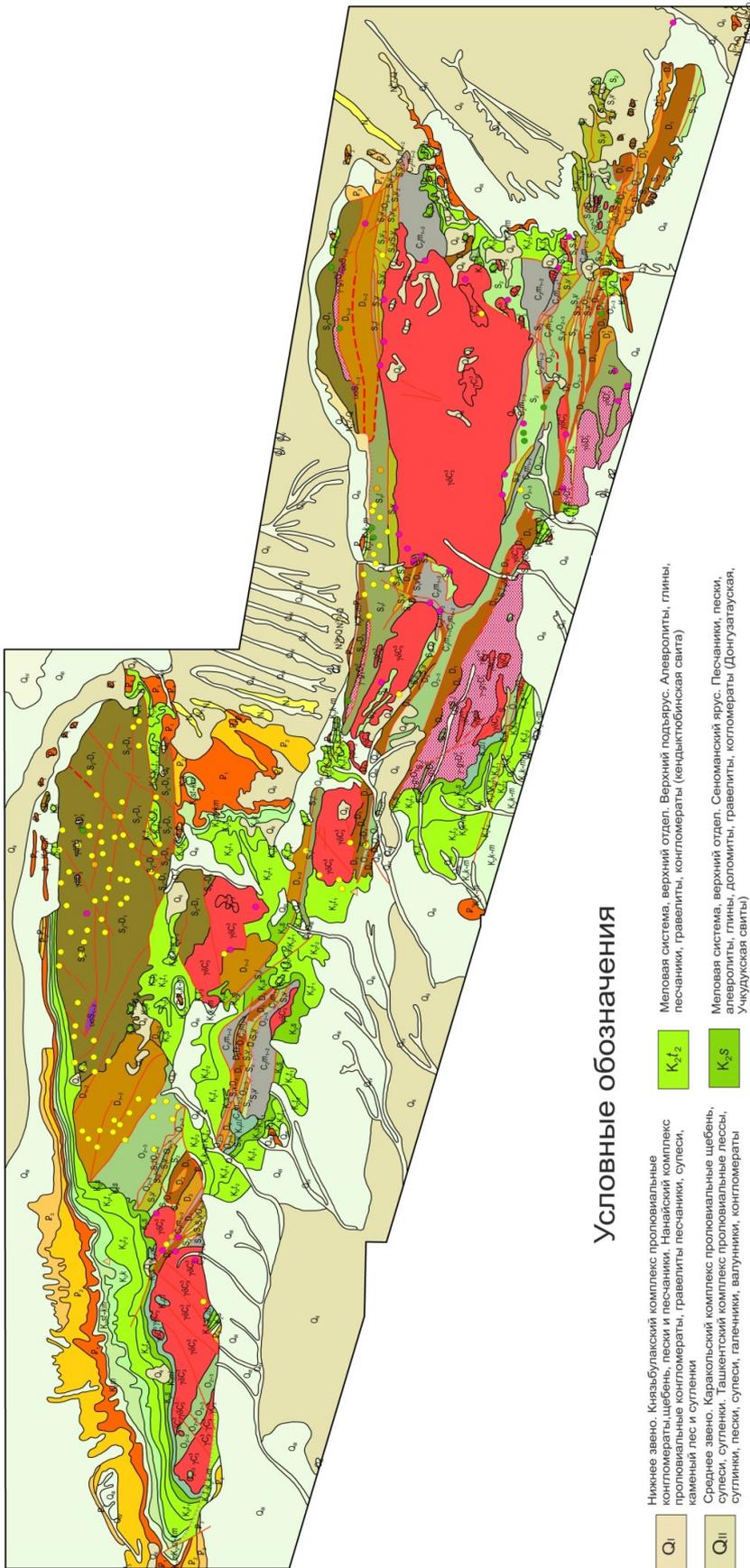
В разрезе пъязынской свиты выделяются две пачки. Нижняя (мощностью до 300 м) представлена в основном светлоокрашенными толстослоистыми, тонкозернистыми, доломитизированными известняками с линзами и прослоями черных доломитов. Верхняя пачка (мощностью до 400 м) сложена темноокрашенными почти черными, полосчатыми доломитами и известняками.

Девонская система. Нижнедевонские образования известны под названием джаджираймахальской свиты. В районе пос. Алтыаул, в горах Бештау разрез свиты представлен темноокрашенными массивными и слоистыми мелкозернистыми доломитами и доломитизированными известняками. Мощность свиты до 600 м. Породы согласно залегают на отложениях силура.

Майзакская свита. Породы среднего девона с постепенными переходами залегают на карбонатах нижнедевонского возраста и представлены темноокрашенными плитчатыми тонко- и средне-слоистыми, участками доломитизированными известняками. Характерно присутствие желваков, линз и прослоев яшмовидных кремнистых пород. Мощность свиты около 200 м.

Казанбулакская свита. Возраст пород также среднедевонский. Преобладают доломиты и доломитистые известняки. Меньше развиты нормальные известняки. Породы свиты стратиграфически нормально залегают на нижележащей свите, мощность их около 200 м.

Каменноугольная система. Каменноугольные образования трансгрессивно с разрывом, азимутальным и угловым несогласием залегают на различных стратиграфических горизонтах нижнедевонских отложений. По генетическим и литологическим признакам



Условные обозначения

Q1	Нижнее звено. Кызылбулакский комплекс: пролоивальные конгломераты, щебень, пески и песчанники. Нанайский комплекс пролоивальные конгломераты, гравелиты, песчанники, супеси, каменный лес и суглинки	K ₂ t ₂	Меловая система, верхний отдел. Верхний подъярус. Алевролиты, глины, песчанники, гравелиты, конгломераты (кендыктыобинская свита)
QII	Среднее звено. Каракольский комплекс пролоивальные щебень, супеси, суглинки. Ташкентский комплекс пролоивальные супески, супеси, галечники, валунники, конгломераты	K ₂ s	Меловая система, верхний отдел. Сеноманский ярус. Песчанники, супеси, алевролиты, глины, доломиты, гравелиты, конгломераты (Донгузатауская, Учкудукская свиты)
QIII	Верхнее звено. Аксадарынский пролоивальные супеси, супеси, суглинки, глины. Голдустопский комплекс пролоивальные супески, супеси, гравий, гравий, дресва, щебень, галечники	K ₂ st-km	Меловая система, верхний отдел. Сантонский-кампанский ярусы. Песчанники, супеси, простои глины
QIV	Современное звено. Амударынский комплекс золотые пески, пролоивальные супеси, суглинки, щебень. Сырдарынский комплекс пролоивальные щебень, гравий, галечники, супеси, суглинки, супеси и глины, аллювиальные (колоченые) галечники, валунники, супеси, гравий, озерные глины и сульфатные соли	K ₂ k-m	Меловая система, верхний отдел. Коньякский-маастрихтский ярусы
N ₁	Множцен нерасчлененный. Глины песчанники	C ₂ m ₁₋₂	Каменноугольная система. Средний отдел. Московский ярус
P ₂	Эоцен. Мергели, глины, алевролиты, песчанники, известняки	C ₂ m ₁	Каменноугольная система. Средний отдел. Московский ярус
P ₃	Палеоцен нерасчлененный. Песчанники, известняки, доломиты, ракушки, гипсы, алевролиты, мергели	γC ₂ s	Позднекаменноугольные интрузии. Гранодиориты
K ₂ t ₁	Меловая система, верхний отдел. Нижний подъярус. Глины, алевролиты, песчанники, гравелиты, конгломераты (джейрантульская свита)	S ₂ D ₁	Верхний отдел силурийской - нижней отдел девонской систем нерасчлененные. Терригенно - вулканогенная катаржанская свита

Рис. 1. Электронная геологическая схема Зирабулак-Зиятдинского рудоносного комплекса с указанием рудных (Au, Ag, Cu, W, U) объектов (составили О.Т.Рашидов и др. (2019) на геологической основе А.К.Бухарина (1990) и электронной версии Г.Р.Нефедовой и др. (2016)

- Au
- Au-Ag
- W
- Cu
- U

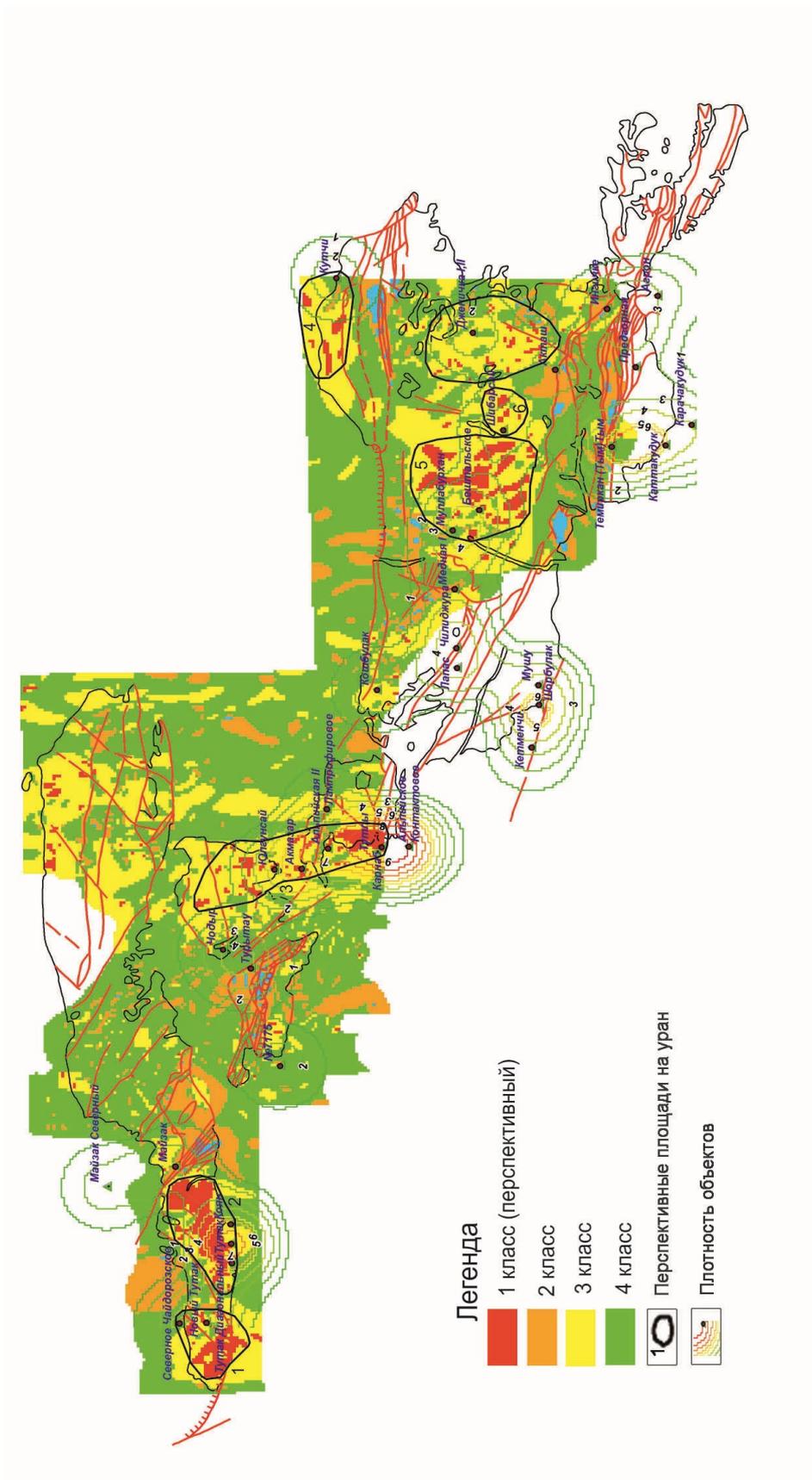


Рис. 2. Карта прогнозно-перспективных площадей на уран Зирабулак-Зиятдинского горнорудного района, выделенные комплексированием методов статистической металлогени (составил Разинов О.Т., Марилова С.Т. (2019 г.) по материалам Касимовой Ш.Р., Нефедовой Г.Р. и др.)

разделены на 2 свиты: нижнюю – тымскую (турнейский ярус) и верхнюю – тепаликскую С2-3.

Тымская свита широко распространена. По литологическому составу разделяется на 2 пакки: нижнюю, сложенную существенно грубообломочными породами с прослоями алевролитов и сланцев (мощностью 200-300м), и верхнюю, представленную ритмичным переслаиванием сланцев и песчаников (мощность 180-300м).

Тепаликская свита имеет ограниченное развитие. Характеризуется очень пёстрым литологическим составом: конгломераты, гравелиты, песчаники алевролиты, сланцы. Залегаёт с размывом на тымской свите. В основании свиты выделяется базальный глыбово-валунный конгломерат (мощностью до 50 м). Мощность всей свиты 450-500 м.

Мезо-кайнозойская группа. Образования представлены преимущественно терригенными и пёстроцветными отложениями верхнего мела, палеогена, неогена и антропогена. Развита данная отложения в предгорной части Зирабулакского поднятия, обнажаясь в виде узких полос, обрамляющих палеозойские образования. Меловые отложения состоят из конгломератов, песчаников, гравелитов с редкими прослоями глин мощностью до 20-25 м. Общая мощность меловых отложений до 70-100 м.

Отложения палеогена и неогена имеют ограниченное распространение и представлены известняками, алевролитами, песчаниками, мергелями. Мощность отложений колеблется от 4,0 до 50,0 м.

Четвертичные отложения по характеру осадков подразделены на 4 комплекса (Нанайский, Ташкентский, Голодностепский, Сырдарьинский) и представлены конгломератами, гравелитами, гравием. Максимальная мощность четвертичных отложений достигает 250 м.

Тектоническая карта Зирабулак-Зиаздинских гор. В Зирабулак-Зиаздинских горах прослежены антиклинальные складки альпийской парагеосинклинали – Катармайская, Зирабулакская и Рабинджанская. В геолого-структурном отношении район представля-

ет собой чередование антиклинориевых и синклинориевых структур, вытянутых в субширотном направлении и осложненных складками более высокого порядка. Они являются разломными складками зон смятия субширотного запад-северо-западного простирания.

При процессах метаморфизма и метасоматоза, развивающихся по определенным зонам, происходит прогрессивный метаморфизм углеродистого вещества, его укрепление с образованием прожилков графита по сланцеватости.

Всё это приводит к тому, что горные породы приобретают повышенную геоэлектрхимическую активность, приводящую к возникновению аномалий естественного электрического поля.

На основе нами созданной электронной картографической базы выполнен компьютерный анализ в среде ArcGIS на уран по методике Усманова Ф.А. (2004) [13].

Наиболее важным структурным элементом рудного поля является зона Каракутанских разломов, представленная серией протяженных разломов широтного и субширотного простирания, образующие две основные субпараллельные зоны дробления и окварцевания.

К ним и приурочены практически все известные в рудном поле месторождения и рудопроявления золота.

В восточной части рудоносной зоны локализуются наиболее значимые по масштабам месторождения Каракутан и Бешкудук.

В Зирабулакских горах золоторудная минерализация локализуется, в основном, среди известняков саппенской свиты нижнего-среднего девона, в сланцах алтыаульской свиты среднего-верхнего ордовика, в песчано-сланцевых отложениях силура, в гранитах Карнабского интрузивного массива [14].

В результате комплексирования методов и благоприятных факторов в Зирабулак-Зиаздинском горнорудном районе получены результирующие электронные карты прогнозно-перспективных площадей на уран (рис. 2).

Библиографический список:

1. Баймухамедов Х.Н., Гарьковец В.Г., Мацокина Т.М., Малахов П.А., Хамрабаев И.Х., Туляганов Х.Т., Шмулевич А.Д., Василевский Б.Ф. Основные черты эндогенной металлогении Узбекистана. Сборник трудов Металлогения Тянь-Шаня. – Ташкент «ИЛИМ», 1968. – 191 с.
2. Гарьковец В.Г., Мушкин В.И., Титова А.П. и др. Основные черты металлогении Узбекистана. – Ташкент: «ФАН», 1979. – 272 с.
3. Иванов Д.Н. Локальная геодинамика образования рудоконтролирующего флюидоподводящего канала (на примере уранового месторождения Суғрали). Сборник трудов второй международной симпозиум «Уран: ресурсы и потребление». – Москва, 2009. – 178 с.
4. Гольдштейн Р.И. и др. Металлогения артезианских бассейнов Средней Азии. – Ташкент: «ФАН», 1992. – 258 с.
5. Каримов Х.К., Бобоноров Н.С., Бровин К.Г., Гольдштейн Р.И., Корсаков Ю.Ф., Мазуркевич А.П., Натальченко Б.И., Толстов Е.А., Шмариович Е.Н., Учкудукский тип урановых месторождений Республики Узбекистан. – Ташкент: «ФАН», 1996. – 334 с.
6. Лаверов Н.П., Величкин В.И., Шумилин М.В. Урановые месторождения стран Содружества: основные промышленно-генетические типы и их размещение // Геол. рудн. м-ний. – Ташкент, 1992. – 3 с.
7. Разиков О.Т., Рубинов И.Б., Бабаев Б.Б. Состояние и перспективы развития урановой отрасли Республики Узбекистан, в сборнике «Современные проблемы геологии и развития минерально-сырьевой базы РУз». – Ташкент, 2007. – 65 с.
8. Лаверов Н. П., Рыболов Б. Л., Величкин В. И. и др. Основы прогноза урановорудных провинций и районов. – Москва, 1986. – 206 с.
9. Лаверова Н.П., Справочник геолога по поискам и разведке месторождений урана. – Москва: «Недра», 1989. – 266 с.
10. Голованова И.М. Рудные месторождения Узбекистана. – Ташкент: Изд-во «ГИДРОИНГЕО», 2001. – 661 с.
11. Кустарникова А.А. Металлогения золота и меди Узбекистана. – Ташкент, 2012. – 410 с.
12. Ахмеджанов М.А., Борисов О.М., Фузайлов И.Л. Геологическое строение и состав палеозойского фундамента Узбекистана. – Ташкент: «ФАН», 1967. – 162 с.
13. Усманов Ф.А. Марипова С.Т., Юлдашев О.А. Совместный статистический анализ геохимических, геофизических и геологических карт и карт рудных месторождений для выявления закономерностей их размещения и прогнозирования // Прикладная геохимия. Вып. № 5. Компьютерные технологии. – Москва, 2004. – 144 с.
14. Разиков О.Т. Геологические особенности Зеравшано-Алайской металлогенической зоны Южной Тянь-Шаньской складчатой системы // «Международная научно-практическая конференция». Стратегия развития геологического исследования недр: настоящее и будущее (к 100-летию МГРИ-РГГРУ). – Москва, 2018. – 345 с.

ОБЗОР О СОСТОЯНИИ ДЕЛ И ПЕРСПЕКТИВА РАЗВИТИЯ КОМПЛЕКСНОЙ ПЕРЕРАБОТКИ УРАНА



Санакулов К.,
генеральный директор –
председатель правления
АО «НГМК», д.т.н., профессор



Курбанов М.А.,
заместитель начальника
ЦНИЛ по урану,
редким и редкоземельным металлам,
АО «НГМК», PhD



Шарафутдинов У.З.,
заместитель начальника
Инновационного центра по внедрению
новых технологий АО «НГМК»,
д.т.н., доцент

Ishning maqsadi reniy, vanadiy, mis, molibden, nodir va noyob elementlar (NNE) va sirkoniyni olish bilan bog'liq holda uran rudalarini kompleks qayta ishlash bo'yicha jahon tajribasini umumlashtirish edi. Uran, qora slanets rudalari va neft slanetslarini yer osti Ishqorlash (EOI) eritmalaridan qimmatbaho metallarni bog'liq holda olish texnologiyalari tahlili o'tkazildi. Sanoat miqyosida uran HP eritmalaridan reniyni bog'liq holda olish texnologiyasi joriy etildi. Navoiyuran SE uran ishlab chiqarish zavodida uran konsentratlaridan reniy olish texnologiyasi ishlab chiqildi va joriy etildi.

Qora slanetsdan vanadiyni bog'liq holda olish texnologiyasi ishlab chiqilgan. NNE gidroksidlari konsentratini ishlab chiqarish bilan HP eritmalaridan REEni bog'liq holda olish texnologiyasi ishlab chiqilgan. Qora slanetsdan misni yig'ishtirib yuvish jarayonida bog'liq holda olish bo'yicha tajriba-sanoat ishlari olib borilmoqda. Slanets kulini oltin, molibden, reniy, uran va vanadiy qazib olish bilan kompleks qayta ishlash texnologiyasi ishlab chiqilgan.

Tayanch iboralar: uran rudalari, kompleks qayta ishlash, reniy, vanadiy, molibden, mis, nodir tuproq metallari, yer osti ishqorlash eritmalar, qora slanets, yer osti slanetslar, neft slanetsi, texnologik sxema.

Целью работы явилось обобщение мирового опыта комплексной переработки урановых руд с попутным извлечением рения, ванадия, меди, молибдена, редкоземельных элементов (РЗЭ) и циркония. Проведён анализ технологий попутного извлечения ценных металлов из растворов подземного выщелачивания (ПВ) урана, черносланцевых руд и горючих сланцев. В производственном масштабе внедрена технология попутного извлечения рения из растворов ПВ урана. Разработана и внедрена технология попутного извлечения рения из урановых концентратов на заводе по производству урана ГП «Навоийуран».

Разработана технология попутного извлечения ванадия из чёрных сланцев. Разработана технология попутного извлечения РЗЭ из растворов ПВ с получением концентрата гидроокисей РЗЭ. Проводятся опытно промышленные работы по попутному извлечению меди из чёрных сланцев в процессе кучного выщелачивания. Разработана технология комплексной переработки золы горючих сланцев с извлечением золота, молибдена, рения, урана и ванадия.

Ключевые слова: урановые руды, комплексная переработка, рений, ванадий, молибден, медь, редкоземельные металлы, растворы подземного выщелачивания, чёрные сланцы, горючие сланцы, технологическая схема.

Многие виды урановых месторождений по составу относят к полиэлементным месторождениям, так как они наряду с ураном также содержат такие ценные металлы как рений, редкоземельные элементы (РЗЭ), медь, ванадий, молибден, цирконий, и др. [1]. Попутные ценные металлы содержатся как в составе урановых минералов (табл. 1), так и в собственных минералах, входящих в рудовмещающие породы (табл. 2).

Ванадий. В урановой промышленности комплексная переработка сырья началась в 40-50-х гг. XX века с переработки карнотитовых руд в США [8]. Было разработано и внедрено в промышленность несколько технологических схем. По технологии, действовавшей на заводе КАЭ (штат Юта), руду после обжига с солью подвергали карбонатному выщелачиванию, противоточной декантационной промывке, осаждению урана из продуктивного раствора в виде «жёлтого кека» при $pH = 6$ с последующим осаждением ванадия в виде «красного кека» при $pH = 2,5$.

На других заводах [8, 9] измельчённую карнотитовую руду обжигают с хлоридом натрия (6-10% от массы руды) при температуре 850°C. Полученный спёк обрабатывают водой для извлечения ванадия. Уран при этом в раствор не переходит. Пульпу фильтруют

и из фильтрата извлекают ванадий. Осадок поступает на выщелачивание урана раствором серной кислоты. Уран и ванадий из растворов извлекают с помощью Д2ЭГФК. Уран реэкстрагируют раствором соды, ванадий – раствором серной кислоты.

На заводе «Моаб» фирмы «Атлас» (США) карнотитовую руду выщелачивают в две стадии. На первой проводят серноокислотное выщелачивание урана и сорбцию его из пульпы. Урановый регенерат подвергают экстракционной переработке с использованием экстрагента 10% Д2ЭГФК + 5% ТБФ в керосине. Хвосты урановой сорбции подвергают выщелачиванию ванадия, для чего повышают концентрацию серной кислоты. После сорбционного извлечения ванадия хвосты сорбции сбрасывают на хвостохранилище. Ванадий со смолы десорбируют и подвергают экстракционной перечистке с использованием смеси 3-10% Д2ЭГФК + 2-5% ТБФ в керосине.

Для комплексного извлечения урана, ванадия и молибдена предложено несколько технологических схем [1]. По одной из них проводят совместную экстракцию урана, молибдена и ванадия и последующую совместную реэкстракцию этих элементов. Разделение урана, молибдена и ванадия проводят на операции осаждения из реэкстрактов.

Другая технологическая схема предполагает отделение урана и молибдена от ванадия на операции экстракции. Разделение элементов основано на том, что ионы четырёхвалентного ванадия не экстрагируются. Поэтому перед экстракцией раствор подвергают восстановлению железной стружкой. Маточники урановой и молибденовой экстракции, содержащие V^{+4} , вновь окисляют пиролюзитом до перехода ванадия в V^{+5} . Из окисленных растворов проводят экстракцию ванадия, его реэкстракцию и осаждение в виде ванадата аммония.

В Республике Узбекистан уран-ванадиевые руды представлены главным образом рудами чёрносланцевого типа (месторождения в метаморфизованных породах палеозоя). Запасы этих руд достаточно велики, а содержание ванадия примерно в 10 раз превышает содержание урана. Проведёнными исследованиями и опытно-промышленными работами установлено, что извлечение урана из этих руд не представляет сложности. Даже в условиях сернокислотного кучного выщелачивания при крупности руды -100 мм, Т:Ж = 1 : 4-5 и равновесном $pH = 1,8-2,0$ удалось достичь извлечения урана на уровне 70%. Извлечение ванадия при этом не превысило 10%. При выщелачивании измельчённой руды (80% класса - 0,074 мм) сернокислотное выщелачивание обеспечивает извлечение урана на уровне 90%, в то время, как извлечение ванадия не превышает 26%. Относительно низкое извлечение ванадия объясняется тем, что ванадий в этих рудах примерно на 65% представлен упорным минералом – роскоэлитом ($KV_2[AlSi_3O_{10}][OH]$), который называется также ванадийсодержащий мусковит (32,4% V_2O_5). Проведёнными исследованиями [10] установлено, что процесс выщелачивания ванадия из роскоэлита серной кислотой находится в кинетической области ($E_{акт} = 54,12$ кДж/моль). Наиболее эффективным путём интенсификации процесса выщелачивания ванадия (до 47%) является повышение концентрации серной кислоты до 300-350 г/л, температуры до 80-90°C и времени выщелачивания до 8-15 ч. Однако проведение процесса в этих режимах сопряжено не только со сложностями на операции выщелачивания, но и делает проблематичной переработку продуктивных растворов.

Другое направление в переработке черносланцевых руд состояло в предварительном обжиге измельчённой руды с содой при температуре 800°C и последующем сернокислотном выщелачивании огарка [11, 12]. Роль натриевой соли заключалась во взаимодействии при высоких температурах с V_2O_5 для образования растворимого в неорганических кислотах соединения $NaVO_3$. По этой технологии удалось достичь 93 процентного извлечения урана и 82 процентного извлечения ванадия.

Ещё одна проблема в переработке этих руд заключается в разделении урана и ванадия. Изучение форм нахождения урана и ванадия в сернокислых растворах ($pH = 1,5-2,2$; $Eh = 450-600$ мВ) от выщелачивания этих руд показало, что уран в основном находится в виде анионного сульфатного комплекса $UO_2[SO_4]^{2-}$, а ванадий в форме ванадил катиона VO^{2+} . С учётом этого для разделения этих элементов была разработана технология первоначального сорбционного извлечения урана сильноосновными анионитами (А-560, А-660 и др.), перевод ванадия в маточниках урановой сорбции в анионную форму путём их обработки перекисью водорода, пиролюзитом или гипохлоритом натрия и последующую сорбцию анионов ванадия среднеосновными анионитами (АМ-2Б, D-301 G, А-110) [13]. Примеси металлов, находящиеся в растворе в катионной форме (медь, цинк, марганец, никель и др.) остаются в маточниках сорбции ванадия.

Сорбция ванадия из сернокислых растворов анионитами достаточно хорошо изучена [14]. В качестве примера в табл. 3 приведены результаты по сорбции ванадия из растворов от выщелачивания чёрных сланцев (маточных растворов сорбции урана). Перед сорбцией ванадия раствор окисляли перекисью водорода. Из выбранных анионитов наилучшие показатели по насыщению ванадием обеспечивает

Таблица 1
Урановые минералы, содержащие попутные ценные металлы [1-4]

Металл	Название минерала	Формула минерала
Ванадий	Карнотит	$K_2((UO_2)_2V_2O_8)$
	Раувит	$CaO \cdot 2UO_3 \cdot 6V_2O_5 \cdot 20H_2O$
	Сенджерит	$Cu_2(OH)_2(UO_2)_2V_2O_8 \cdot 6H_2O$
	Тюямунит	$Ca[(UO_2) \cdot 2V_2O_8] \cdot 6H_2O$
	Уванит (рандит)	$2UO_3 \cdot 3V_2O_5 \cdot 15H_2O$
	Ферганит	$(UO_2)_3 [VO_4]_2 \cdot 6H_2O$
	Браннерит	Метатитанат U, Th, V
Медь	Уранохальцит	Сульфат U и Cu
	Тобернит	$CuO \cdot 2UO_3 \cdot P_2O_5 \cdot 12H_2O$
	Циркелит	Фосфаты U и Cu
	Сенджерит	$Cu_2(OH)_2(UO_2)_2V_2O_8 \cdot 6H_2O$
	Ванденбрандеит	$Cu \cdot UO_3 \cdot 2H_2O$
	Цейнерит	$Cu_2[(UO_2)_2] [AsO_4]_2 \cdot 12H_2O$
Молибден РЗЭ	Молуранит	$U[OHMoO_4]_2 \cdot H_2O$
	Умохит	$U_3(UO_2(OH)_6(MoO_4)) \cdot 17H_2O$
	Уранконит	$[(UO_2)MoO_4] \cdot 4H_2O$
	Давидит	Титанат железа, содержащий РЗЭ и U
Цирконий	Эвксенит	$(Y, Ce, Er, U, Pb \dots)(O, OH)_6$
	Минералы с ураном не известны	-

Таблица 2
Некоторые минералы, содержащие ценные металлы, входящие в состав рудовмещающих пород [4-7]

Металл	Название минерала	Формула минерала
Ванадий	Роскоэлит (ванадийсодержащий мусковит)	$KV_2[AlSi_3O_{10}][OH]$
	Корвусит	$V_2O_4 \cdot 6V_2O_5 \cdot nH_2O$
	Узбекит	$Cu_3[VO_4]_2 \cdot 3H_2O$
	Деклуазит	$(Zn, Cu)Pb[VO_4][OH]$
Медь	Халькантит	$CuSO_4 \cdot 5H_2O$
	Азурит	$2CuCO_3 \cdot Cu(OH)_2$
	Халькопирит	$CuFeS_2$
	Хризоколла	$CuSiO_3 \cdot 2H_2O$
Молибден	Молебденит	MoS_2
	Молебдит	$Fe_2(MoO_4)_3 \cdot 7H_2O$
	Повеллит	$CaMoO_4$
Рений	Ренеит	ReS_2
	Джезказганит	$Cu(Re, Mo)S_4$
РЗЭ	Монацит	$(Ce, La \dots)PO_4$
	Бастнезит	$(Ce, La, Pr \dots)CO_3F$
	Эвксенит	$(Y, Ce, Er, U, Pb \dots)(O, OH)_6$
Цирконий	Циркон	$ZrSiO_4$
	Эвдиалит	$Na_4Ca_2ZrSi_6O_{17}(O, OH, Cl)$
	Бадделит	ZrO_2

Таблица 3
Результаты по сорбционному извлечению ванадия различными ионитами (сходные концентрации $V = 72,8$ мг/л; $Fe^{3+} = 650$ мг/л)

Смола	Ёмкость смолы, мг/г	
	V	Fe
Амфолит ВПК	18,3	57,2
Сильноосновной анионит BD 706	12,5	0,4
Среднеосновной анионит D-301G	6,8	0,2
Слабоосновной анионит А-110	13,2	0,2
Слабоосновной анионит А-110FL	15,2	0,2
Карбоксильный катионит Токем (KV2x8)	0,1	42,2

применение слабоосновных анионитов А-110 и А-110FL (фирма Pur-o-lite). Амфолит ВПК сорбирует ванадий с насыщением даже выше, чем аниониты, но он также эффективно сорбирует железо.

Ещё одним перспективным источником ванадия являются горючие сланцы. Исследования, проведённые на золе горючих сланцев [15], показали, что ванадий в золе горючих сланцев (примерно 1 кг/т) представлен пятиокисью ванадия, а уран – закись-окисью U_3O_8 . Извлечение этих металлов возможно с высокой степенью извлечения методом серноокислотного выщелачивания с добавкой окислителей.

Рений. В ураносодержащих рудах Республики Узбекистан рений присутствует в некоторых гидрогенных месторождениях, отрабатываемых методом ПВ. Его содержание в этих рудах достигает $0,25 \text{ г/т Re}$. Рений локализуется в виде роллообразных или пластовых тел, в целом совпадающих с урановыми залежами. При господствующем положении восстановителей, рений концентрируется в передовую часть профиля пласта, следом за профилем урана [16].

В практике подземного выщелачивания урана рений способен извлекаться как серноокислыми, так и бикарбонатными растворами. Добавки окислителей способствуют повышению извлечения рения и, как следствие, увеличению его концентрации в продуктивных растворах ПВ. В продуктивных растворах некоторых месторождений (Букинай, Северный Кенимех) концентрация рения достигала $0,8 \text{ мг/л}$, в других – находится в пределах $0,3-0,5 \text{ мг/л}$. Специалистами ГП «Навоийуран» разработана и на протяжении многих лет успешно эксплуатируется сорбционно-экстракционная технология извлечения рения из растворов ПВ урана с получением в качестве готовой продукции перрената аммония марки AP-0 [6]. Одной из отличительных особенностей этой технологии является совместная сорбция урана и рения (частично) из продуктивных растворов ПВ сильноосновным анионитом и селективная десорбция сначала урана, затем рения с насыщенного анионита.

Проведены исследования по сорбции рения из маточных растворов сорбции урана с использованием различных современных анионитов (табл. 4).

На заводе по производству урана ГП «Навоийуран» разработана и внедрена в производство технология попутного извлечения рения из урановых концентратов экстракционным методом.

На первой стадии из растворов селективно извлекается уран, на второй стадии – рений. Насыщенный рением экстрагент поступает на твёрдофазную реэкстракцию.

Другим важнейшим источником попутного извлечения рения могут стать горючие сланцы, в золе которых содержание рения достигает $0,8 \text{ г/т}$. Рений в золе находится в форме Re_2O_7 и хорошо выщелачивается водой и слабоокислыми растворами [17].

Молибден. Примером попутного извлечения молибдена при переработке урановых руд может стать технология переработки руд месторождения Маньбай, много лет успешно работавшая на ГМЗ Степногорского горно-химического комбината. Выщелачивание урана и молибдена из руд проводилось методом содового выщелачивания в автоклавах. Выщелоченная пульпа поступала на сорбцию урана и молибдена (частично) сильноосновным анионитом. Доизвлечение молибдена из хвостов сорбции проводилось анионитом после нейтрализации водной фазы до $\text{pH} = 6,0-6,5$. Насыщенный ураном и молибденом анионит поступал на содово-хлоридную десорбцию, десорбат направлялся на отделение урана от молибде-

на сорбцией урана катионитом СГ-1М при $\text{pH} 6,6$. Маточные растворы, содержащие молибден поступали на перемешиваемую сорбцию молибдена или экстракцию молибдена [18] (позднее схема была усовершенствована).

Другим интересным примером переработки уран-молибденовых руд может служить технология, разработанная для руд месторождения Посус-ди Калдас (Бразилия) [19].

Хорошие показатели были достигнуты при выщелачивании руды в щелочной среде с окислителем при температуре $70-80^\circ\text{C}$. При этих условиях происходит селективное выщелачивание молибдена. Извлечение молибдена из растворов рекомендовано проводить гидроокисью трёхвалентного железа.

В Республике Узбекистан проявления молибдена отмечаются в урановых рудах месторождения Сугралы.

На первоначальном этапе переработки этих руд гидрометаллургическим методом повышенные концентрации молибдена (на уровне $30-60 \text{ мг/л}$) были отмечены в оборотных бикарбонатных растворах на операции твердофазной реэкстракции урана. В этих условиях молибден находился в растворимой форме в виде молибдата аммония $(\text{NH}_4)_2\text{MoO}_4$.

Для предотвращения попадания молибдена в готовую продукцию (его содержание в U_3O_8 не должно превышать $0,1\%$) специалистами ГМЗ-1 была реализована технология отмывки кристаллов АУТК от примеси молибдена свежим насыщенным раствором карбоната аммония в колонке со взвешенным слоем осадка.

При передаче этого месторождения для эксплуатации методом ПВ были предприняты попытки извлечения молибдена из продуктивных растворов. Однако в виду незначительных концентраций молибдена в растворах (не более $0,5 \text{ мг/л}$) технология оказалась нерентабельной.

Перспективным источником добычи молибдена являются горючие сланцы. Содержание молибдена в золе горючих сланцев находится в пределах $700-800 \text{ г/т}$. В этом продукте молибден на $50-70\%$ находится в форме MoO_3 и легко выщелачивается водой (совместно с рением). Остатки молибдена можно выщелочить серноокислотным раствором с добавкой окислителя [17].

Медь. Комплексную переработку ураномедных руд кратко рассмотрим на следующих примерах. В рудах месторождения Рам-Джанг (Австралия) медь содержится в виде сульфидных и окисленных минералов, а уран в виде урановой смолки.

Из руд вначале выщелачивают уран с использованием в качестве окислителя пиролюзит. При этом окисленная медь полностью переходит в раствор, выщелачиваются и вторичные сульфидные минералы меди.

Из раствора сначала сорбируют уран анионитом, а затем извлекают медь цементацией железным скрапом. В осадке от выщелачивания медь представлена сульфидными минералами, которые подвергают флотации с получением сульфидного медного концентрата [20].

На заводе в Палаборе (ЮАР) на первой стадии из руды извлекают медь методом флотации. Из хвостов медной флотации методом гравитации получают урановый концентрат (ураноторианит), содержащий уран, торий и цирконий [19, 20], а также циркониевый концентрат бадделеита.

В Индии на гидрометаллургическом заводе в Джадугуде уран также извлекают из хвостов медной флотации, а в США уран извлекают из остаточных растворов кучного выщелачивания меди [19].

Мировой опыт комплексной переработки ураномедных руд будет, безусловно, полезен при разработке технологии попутного извлечения меди при переработке уран-ванадиевых руд черносланцевого типа.

Методом масс-спектрометрического и химического анализа установлено, что матрица руды чёрных сланцев месторождения Маъдани (Республика Узбекистан) относится силикатно-

Таблица 4
Результаты селективной сорбции рения из маточников сорбции урана на различных анионитах

Концентрация [Re], мг/л	pH	Ёмкость по рению анионитов, мг/л			
		АН-105	АН-21	КЭП-200	КЭП-100
0,45	2,2	11,4	12,1	15,9	14,7

алюмосиликатно-гидрооксидной геохимической системе, где калий преобладает над натрием, кальций преобладает над магнием. Руды характеризуются относительно высоким содержанием железа (4,5-7,0%).

В исследуемой пробе руды содержание макроэлементов составило, %: SiO₂ – 74,2; Al₂O₃– 9,8; CaO – 6,3; MgO – 1,7; Fe₂O₃ – 11,7; Na₂O – 0,59; K₂O – 1,6; TiO₂ – 0,38; MnO – 0,28. При общем содержании меди 646 г/т, её содержание в классе – 1 мм (выход класса 28,3%) составило 1200 г/т.

Для установления минерального состава меди в руде был проведен качественный и количественный рентгенофазовый анализ пробы руды чёрных сланцев с использованием рентгеновского дифрактометра ДРОН – 8 (НПО «Буревестник», Санкт – Петербург). Рентгенофазовый анализ показал наличие в пробе минералов халькантита (CuSO₄·5H₂O), тенорита CuO и азурита 2CuCO₃·Cu(OH)₂, на долю которых приходится до 50% содержащейся в руде меди. На долю минерала хризоколлы приходится до 25% меди. Остальные минералы – халькопирит (CuFeS₂) и кубанит (CuFe₂S₃).

Химический фазовый анализ подтвердил данные рентгенофазового анализа: 52% меди находится в водорастворимой форме; 24,7% – в виде окисленных минералов; остальное – в виде первичных и вторичных сульфидов. Полученные результаты говорят о достаточно высокой эффективности выщелачивания меди из руд чёрносланцевого типа.

В настоящее время ведутся опытно-промышленные работы по кучному выщелачиванию урана, меди и других ценных компонентов из чёрных сланцев в ГТР производственной площадки Укудук ГП «Навоийуран». Результаты испытаний будут опубликованы.

Редкоземельные элементы. Классическим примером комплексной переработки уран-редкоземельных руд является технология переработки фосфоритов (костного детрита) месторождения Меловое в Прикаспийском ГХК (Казахстан). Выщелачивание сырья проводилось азотно-серноокислотным методом. После извлечения урана из растворов, РЗЭ сорбировали карбоксильным катионитом. Десорбцию осуществляли раствором азотной кислоты, осаждение РЗЭ из десорбата проводили щавелевой кислотой [21].

Из урановых руд, содержащих РЗЭ на территории РУз, прежде всего следует отметить руды чёрносланцевого типа. В табл. 5 представлены результаты анализов отдельных проб руды месторождения Маъданли (Рудное) [22].

И хотя содержание РЗЭ в этих рудах намного меньше, чем даже в апатите (производство 8 млн. тонн, среднее содержание РЗЭ около 1%) [23], сбрасывать со счетов этот источник РЗЭ нельзя, имея ввиду комплексность его переработки. Сложной остаётся проблема полноты выщелачивания этих металлов из руд особенно в условиях КВ (рН = 1,6-2,2) и извлечения их из продуктивных растворов катионитами (высокие концентрации примесей металлов, особенно Fe³⁺). Для увеличения извлечения иттрия и других РЗЭ до 70-75% на операции выщелачивания чёрных сланцев необходимо повысить температуру выщелачивания до 80-90 °С и увеличить концентрацию серной кислоты до 60-80 г/л, при этом исходная руда должна быть измельчена до класса – 0,074 мм (80%).

Растворы подземного выщелачивания урана (ПВ) – также являются источником добычи редкоземельных элементов (РЗЭ) [24]. В растворах ПВ РЗЭ находятся в форме катионов, и поэтому на анионообменных смолах не сорбируются совместно с ураном и рением. В насто-

ящее время в РУ-5 ведутся опытно-промышленные работы по извлечению РЗЭ из маточных растворов сорбции урана сорбцией на катионите, десорбции РЗЭ и примесей с насыщенной смолы, осаждению чернового концентрата из десорбата и его экстракционной переработке.

Постоянно проводится мониторинг по изменению концентраций РЗЭ в растворах выщелачивания. Установлено, что концентрация РЗЭ во многом зависит от того, какой реагент используется в процессе выщелачивания. В серноокислых растворах выщелачивания концентрация РЗЭ заметно выше, чем в бикарбонатных растворах. Например, на месторождении Лойликен (ЛСУ-2 и ЛСУ-3) в серноокислых растворах выщелачивания концентрации суммы РЗЭ достигают 17 и 10 мг/л соответственно. В тоже время в бикарбонатных продуктивных растворах месторождения Ёгду сумма РЗЭ не превышает 2 мг/л, на месторождении Аульбек (ЛСУ-1) концентрация РЗЭ – 4,8 мг/л, а на месторождении Терекдук-3 – 5,8 мг/л. Это обстоятельство необходимо обязательно учитывать, имея в виду, что с каждым годом число месторождений обрабатываемых кислотным методом сокращается. На его замену приходит менее затратный миниреагентный метод.

Добавка окислителей в процесс выщелачивания не сказывается на извлечении РЗЭ, поскольку все они имеют постоянную валентность +3. Ещё один возможный источник РЗЭ – это горючие сланцы. В золе горючих сланцев содержание иттрия достигает 50 г/т. Форма нахождения иттрия в золе – Y₂O₃, он хорошо извлекается методом серноокислотного выщелачивания (наряду с ураном и ванадием).

Цирконий. Как уже упоминалось, на заводе в Палаборе (ЮАР) в цехе обогащения получают концентраты ураноторианита и бадделита. Концентрат бадделита содержит до 90-95% ZrO₂. Концентрат ураноторианита содержит 5% U₃O₈, 14% ThO₂ и 65% ZrO₂. Отделение циркония от урана и тория производят путём обработки концентрата раствором азотной кислоты при нагревании, фильтрации пульпы и промывки осадка. Осадок после выщелачивания содержит до 95% ZrO₂. Концентрат бадделита и осадок после выщелачивания объединяют и складировуют. Какова суммарная альфа-активность складировуемого продукта не известно, не известны также перспективы получения из него циркониевой продукции.

На ГМЗ Степногорского ГХК цирконий (0,05-0,25 г/л) содержится в уран-молибденовых содвохлоридных регенератах (СХР). Специалистами он рассматривается как примесь, отрицательно влияющая на процесс последующей экстракционной переработки растворов.

Разработан и внедрён в промышленную практику способ очистки СХР от циркония путём добавки в раствор жидкого стекла (11,5 г на 1 г Zr), нагреванием раствора при температуре 65-75°С в течение 1 ч с последующим отделением образовавшегося осадка. Полнота выделения циркония в осадок составляет 98%. Содержание циркония в осадке 4 -7% [25]. Неизвестно, используется ли этот осадок для получения чистых соединений циркония или складировуется.

В урановых рудах Республики Узбекистан цирконий присутствует в незначительных количествах.

Так, в черных сланцах его содержание не превышает 80 г/т, в золе горючих сланцев 40-60 г/т, а концентрация в растворах ПВ – менее 0,1 мг/л. Учитывая, что минералы циркония серной кислотой не разлагаются, извлечение этого металла не представляется возможным из представленных видов сырья.

Таблица 5

Содержания РЗЭ в отдельных пробах черносланцевых руд

Руда	Содержание не более, г/т														
	Y	Ce	La	Nd	Gd	Tb	Pr	Sm	Eu	Dy	Ho	Er	Tm	Yb	Lu
Месторождение Маъданли (Рудное)	130	20	10	25	10	5	5	7	5	5	5	5	5	5	5

В результате проведенных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Урановые руды Республики Узбекистан относятся к полиэлементным рудам, которые содержат в своём составе такие ценные металлы как рений, ванадий, молибден, медь и РЗЭ.

2. В настоящее время успешно эксплуатируется технология попутного извлечения рения из растворов ПВ урана с получением перрената аммония марки AP-0. Разработана и внедрена технология попутного извлечения рения из урановых концентратов на ЗПУ ГП «Навийуран».

3. Разработана технология попутного извлечения ванадия из чёрных сланцев путём спекания измельчённой руды с содой и последующего серноокислотного выщелачивания урана и ванадия.

4. Разработана и проходит опытно-промышленное испытание технология попутного извлечения РЗЭ из растворов ПВ с получением концентрата гидроокисей РЗЭ.

5. Проводятся опытно-промышленные работы по попутному извлечению меди из чёрных сланцев методом кучного выщелачивания.

6. Разработана технология комплексной переработки золы горючих сланцев с извлечением золота, молибдена, рения, урана и ванадия.

7. Для оценки рентабельности попутного извлечения ценных металлов в обязательном порядке необходимо проводить укрупнённый экономический расчёт, взяв за основу текущие цены на эти металлы и (или) их соединения.

Библиографический список:

1. Петухов О.Ф., Истомин В.П., Руднев С.В., Хасанов А.С. Уран. – Ташкент: Turon Zamin-ziyo. – 2015. – С. 622-645.
2. Галкин Н.П., Сударигов Б.Н., Верятин У.Д., Шишков Ю.Д., Майоров А.А. Технология урана. – М.: Атомиздат, 1964. – С. 58-59.
3. Водолазов Л.И., Шатапов В.В. Попутное получение цветных и редких металлов при переработке урановых руд // – М.: Руда и металлы, 2004. – № 6. – С. 7-16.
4. Бетехтин А.Г. Курс минералогии. – М.: ГНТИП по геологии и охране недр, 1956. – С. 537-545.
5. Петухов О.Ф., Санакулов К., Хасанов А.С., Мустакимов О.М. Окислительно-восстановительные процессы в металлургии. – Ташкент.: Истиклол нури, 2013. – С. 34-36.
6. Петухов О.Ф., Санакулов К., Курбанов М.А., Шарафутдинов У.З. Рений. – Навои, 2020. – С. 75-77.
7. Шахно И.В., Шевцова З.Н., Федоров П.И., Коровин С.С. Химия и технология редких и рассеянных элементов. – М.: Высшая школа, 1976. – Том. 2. – С. 91-92.
8. Стефенс Ф.М., Макдональд Р.Д. Карбонатное выщелачивание урановых руд. В книге «Химия ядерного горючего». – М.: ГНТИ химической литературы, 1956. – С. 40-58.
9. Громов Б.В. Введение в химическую технологию урана. – М.: Атомиздат, 1978. – С. 93-96.
10. Петухов О.Ф., Туресебеков А.Х. О причине упорности руд в отношении выщелачивания из них ванадия // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2012. – № 3. – С. 41-43.
11. Санакулов К., Петухов О.Ф., Шарафутдинов У.З. Извлечение ванадия и урана из упорных руд черносланцевого типа // Цветные металлы. – Москва, 2019. – № 10. – С. 46-48.
12. Санакулов К., Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Рузиев О.Б. Исследования и разработка на их основе технологии переработки упорных ванадий-урановых руд черносланцевого типа // Горный вестник Узбекистана. – № 2. – Навои, 2019. – С. 91-98.
13. Санакулов К., Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Каримов Ф.К. Способ комплексной переработки черносланцевых руд. Патент Республики Узбекистан IAP 05479 от 12.06.2015.
14. Петухов О.Ф., Шмакина М.Г., Очилова И.Д., Коваленко В.И. Исследование сорбции ванадия из сульфатных растворов // Горный журнал. Цветные металлы. Специальный выпуск. – Москва, 2017. – С. 67-69.
15. Санакулов К., Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Шарафутдинов У.З. Анализ золы горючих сланцев месторождения Сангрунтау и возможность их обогащения // Горный вестник Узбекистана. – № 1. – Навои, 2019. – С. 64-66.
16. Лавёров Н.П., Бровин К.Г., Новосельцев В.В. и др. Подземное выщелачивание полиэлементных руд. – М.: Академия горных наук, 1998. – С. 10-74.
17. Санакулов К., Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Шарафутдинов У.З. Извлечение золота, молибдена и рения из золы горючих сланцев месторождения Сангрунтау // Горный вестник Узбекистана. – № 2. – Навои, 2019. – С. 83-86.
18. Дуленин А.П. Способ разделения урана и молибдена из нейтральных сред в условиях ГМЗ ТОО СГХК. В сборнике «Степногорскому горно-химическому комбинату 5 лет». – Степногорск, 2009 г. – С. 27-30.
19. Смирнов Ю.В., Ефимова З.И., Скороваров Д.И., Иванов Г.Ф. Гидрометаллургическая переработка уранорудного сырья. – М.: Атомиздат. – 1979. – С. 134-135.
20. Польшин С.И. Обогащение руд и россыпей редких и благородных металлов. – М.: Недра, 1987. – С. 415-418.
21. Поляков Е.Г., Нечаев А.В., Смирнов А.В. Металлургия редкоземельных металлов. – М.: Металлургияиздат, 2018. – 195 с.
22. Санакулов К., Петухов О.Ф., Шарафутдинов У.З. Редкие металлы – инновационный ресурс НГМК // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2018. – № 4. – 57 с.
23. Сайкина О.Ю., Юрасова О.В., Василенко С.А. Сорбционное извлечение РЗМ в процессе переработки фосфогипса // Цветные металлы. – Москва, 2016. – № 12. – С. 44-47.
24. Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Шарафутдинов У.З. Извлечение РЗЭ из растворов ПВ урана. – Горный информационно-аналитический бюллетень, 2021. – № 1. – С. 58-67.
25. Дуленин А.П., Плотников В.В. и др. Очистка содовохлоридного регенерата от циркония. В сборнике «Степногорскому горно-химическому комбинату 5 лет». – Степногорск, 2009 г. – С. 32-33.

ОБОСНОВАННОСТЬ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ОГАРКОВ СОДЕРЖАЩИХ СУРЬМУ



Рахимов Х.Ш.,
старший преподаватель кафедры
«Металлургия»
Горно-металлургического института
Таджикистана



Кадиров А.А.,
заведующий кафедрой
«Металлургия»
Горно-металлургического института
Таджикистана, к.т.н.



Разыков З.А.,
профессор кафедры
«Экология»
Горно-металлургического института
Таджикистана, д.т.н. профессор,
академик международной инженерной
Академии



Бадалов А.Б.,
профессор кафедры
«Общая и неорганическая химия»
Таджикского технического
университета им. М.С. Осими,
д.т.н., чл.-корр. НАНТ

Tarkibida surma bo'lgan qattiq qovurish mahsuloti texnik H_2SO_4 (GOST 2184-2013) da oksidlangan surma birikmalarini eritmaga to'liq ajratib olishni ta'minlaydigan sharoitda eritiladi: $[H_2SO_4] - 180 \text{ g/l}$, davomiyligi – 2 soat, harorat – $80^\circ C$, $T : Vt = 1:6$, aylanish tezligi 400-450 a/daqiqqa. Jarayon oxirida olingan pirojnoe va eritma tahlil qilinadi. Tadqiqotning maqsadi surmaning erish darajasini aniqlash va jarayon uchun optimal nuqtani topishdir.

Tayanch iboralar: gidrometallurgiya usuli, surma bo'lgan shlaklar, surma zahiralari, sulfid-surma konsentrati, xlorli qovurish, metall surma, optimal sharoitlar.

Твёрдый продукт обжига с содержанием сурьмы растворяется в технической H_2SO_4 (ГОСТ 2184-2013) при условиях, обеспечивающих полное извлечение окисленных соединений сурьмы в раствор: $[H_2SO_4] - 180 \text{ г/л}$, продолжительность – 2 ч, температура – $80^\circ C$, $T:Ж = 1:6$, скорость вращения 400-450 об/мин. По окончании процесса, полученный кек и раствор подвергаются анализу. Цель исследования заключается в определении степени растворения сурьмы и нахождении оптимальной точки прохождения процесса.

Ключевые слова: гидрометаллургический способ, огарки с содержанием сурьмы, запасы сурьмы, сульфидно-сурьмяной концентрат, хлорирующий обжиг, металлическая сурьма, оптимальные условия.

В условиях Республики Таджикистан исследования в области сурьмяной металлургии имеют особое значение для успешного осуществления стратегической цели индустриализации страны — перехода от аграрного хозяйствования к индустриально-аграрному. Наличие богатых природных ресурсов и многоэлементных месторождений полезных ископаемых, относительно недорогой и доступный источник электроэнергии являются надежной основой для развития металлургической промышленности страны.

Среди полезных ископаемых в Таджикистане, сурьма является одним из стратегических и прибыльных металлов горнодобывающей промышленности и относится к группе редких металлов. Мировые запасы сурьмы разнятся в пределах от 1,87 до 5,33 млн. т [1-2].

Гидрометаллургический способ переработки сурьмяного огарка позволяет получить ион-хлор из огарка, тем самым освобождая сурьму от соединений. В целях отделения хлорида иона из продуктов обжига сурьмяного концентрата и его перевода в раствор, а также разделения полученного соединения на ионы, проводится процесс растворения.

Извлечение сурьмы в раствор происходит в первой ступени. При большом количестве кислоты и быстром перемешивании хлоридного огарка происходит быстрая реакция.

В последние годы значительные исследования по выщелачиванию сульфидов сурьмы растворами хлорного железа проведены в Китае и Российской Федерации [3-4]. Оксид хлорида нерастворим в холодной воде и выпадает в осадок, но при кипячении переходит в раствор. $SbCl_3$ растворима в соляной и серной кислотах [5].

При непрерывном выщелачивании в циркулирующем кислом растворе хлорсодержащий огарок быстро растворяется. Очень быстро происходит нейтрализация кислоты благодаря большому избытку огарка хлорида сурьмы.

Определено, что после хлорирующего обжига при $T = 450^\circ C$, $t = 120 \text{ мин}$ и состава шихты $m_1 / m_2 = 1/4$ (25% NaCl) происходит максимальное извлечение сурьмы в раствор.

В технологиях показанных в исследованиях авторов работ [6-7], после процесса хлорирования в качестве основы были сформированы следующие материалы: $SbCl_3$ -49,55% и Sb_2O_4 -25% по массе. В то же время было определено, что полученная продукция направляется на гидрометаллургическую переработку. Отмечено, что растворение извлеченного материала также проводят водой, из-за того, что 25% полученного продукта находится в оксидной форме, которая растворяется в технической серной кислоте [7].

Для проведения опытов выполнялись следующие действия: в чашку засыпается смесь 4 г концентрата с 1 г NaCl ($m_1 / m_2 = 4/1$), и проводится обжиг в трубчатой печи Nabertherm RT 50-250/11/B410 со штативом для горизонтального и вертикального режима, работающая при температурах до $1100^\circ C$, при различных температурных режимах в течение 120 мин. Основной целью следующего гидрометаллургического процесса является растворение указанных материалов. В качестве растворителя использовалась слабая серная кислота.

В табл. 1 представлена подробная информация о каждом факторе, влияющем на процесс.

Спёк выщелачивается в реакторе, погружённом в ультра термостате UTU2/82. Перемешивание осуществляется с помощью верхнеприводной мешалки Экрос ПЭ8100. Жидкости перемешивались лопастными мешалками в колбах, стаканах, бутылках и других ёмкостях.

После достижения требуемой температуры в реакторе, заполненном растворителем (рис. 1), в него высыпается измельченный спёк. С этого момента отсчитывается время выщелачивания. Скорость вращения мешалки поддерживалась постоянной и составляла 400-450 об/мин.

В результате анализов и исследований, проведенных в [8], только 25% сурьмы находится в виде оксида, остальная часть полностью находится в виде растворимого в воде хлорида. Растворимость полученного кека соляной кислотой (ГОСТ 3118-77, х.ч.) и дистиллированной водой, также проводилась в магнитной мешалке

с подогревом. Снимок процесса перехода растворения с водой и соляной кислотой показан на рис. 2.

Проведенные анализы установили, что производительность сурьмы при растворении в серной кислоте выше, чем при растворении соляной кислотой и водой, продуктивность по воде 65%, по соляной кислоте 75%, по серной кислоте более 85%.

Из приведённых данных следует, что практически всю сурьму можно извлечь из огарка выщелачиванием кислоты, однако с практической точки зрения (с целью экономии дорогого реагента) интересен тот факт, что ~65% сурьмы выщелачивается из огарка водой.

При реализации процесса учитывались пять основных факторов: температура °C; скорость вращения об/мин; соотношения твёрдого компонента к жидкому, Т : Ж; время, мин; концентрация H₂SO₄, HCl.

Из графика зависимости извлечения сурьмы от температуры (рис. 3) видно, что извлечение экспоненциально возрастает до критической точки равной T = 80°C, дальше идёт равномерно.

Также:

- при разных температурах обжига образца в интервале T = 10 ÷ 90°C (с шагом варьирования ΔT = 10°C), неизменности скорости вращения об/мин (400-450 об/мин), соотношения твёрдого к жидкому (Т:Ж = 1:6), концентрации [H₂SO₄] – (180 г/л), при одинаковом времени (t = 80 мин) и прохождении процесса в этих температурных интервалах, производительность извлечения Sd в раствор составляет 82%;

- для процесса достаточно 400-450 об/мин, и уже в этот момент производительность составляет 82% извлечение Sd в раствор.

- зависимость извлечения от соотношения реагента показывает, что извлечение возрастает экспоненциально до 83,2% при Т:Ж = 1:6. При увеличении Т:Ж на эту величину, производительность будет уменьшаться, например, при Т:Ж = 1:13 показатель производительности будет равен 76%;

- при одинаковой температуре (T = 80°C) и неизменности скорости вращения (400-450 об/мин), соотношения твёрдого к жидкому (Т:Ж = 1:6), концентрации [H₂SO₄] – (180 г/л) и выдержки шихты с разным временем прохождения процесса образца (t, мин) от 30 до 240 мин, с шагом Δt = 30 мин, видно, что производительность при времени t = 120 мин составляет 82%. В то же время установлено, что при увеличении периода времени производительность снижается.

- продуктивность сурьмы в растворе сильно зависит от количества растворимого компонента [H₂SO₄]. Если количество [H₂SO₄] ниже 180 г/л, производительность снижается. В связи с этим, количество [H₂SO₄] – 180 г/л является достаточным для перехода процесса.

С учётом выше изложенного, рекомендуется принципиально новая технологическая схема гидрометаллургического способа извлечения обожжённых концентратов сурьмы (рис. 4).

Таблица 1
Способ проведения исследования

Опыт № 1	T, °C	Скорость вращения, об/мин	Соотношения твёрдого к жидкому, Т:Ж	t, мин	Концентрация H ₂ SO ₄ , г/л
1.2	30	250	10 г _{жонц} / 50 мг _{рас.} (1:5)	30	120
1.3	40	300	8,33 г _{жонц} / 50 мг _{рас.} (1:6)	60	140
1.4	50	350	7,14 г _{жонц} / 50 мг _{рас.} (1:7)	90	160
1.5	60	400	6,25 г _{жонц} / 50 мг _{рас.} (1:8)	120	180
1.8	70	450	5,55 г _{жонц} / 50 мг _{рас.} (1:9)	150	200
1.9	80	500	5 г _{жонц} / 50 мг _{рас.} (1:10)	180	220
1.10	90	550	4,54 г _{жонц} / 50 мг _{рас.} (1:11)	210	240
1.11	100	600	4,16 г _{жонц} / 50 мг _{рас.} (1:12)	240	260

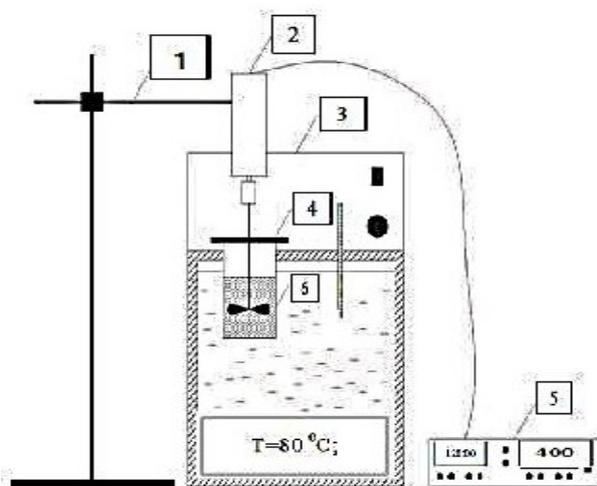


Рис.1. Схема установки для выщелачивания: 1 – штатив; 2 – мешалка; 3 – термостат; 4 – диск с прорезью; 5 – блок управления мешалкой; 6 – стакан с пульпой



Рис. 2. Переход растворения процесса с соляной кислотой и водой в магнитной мешалке с подогревом

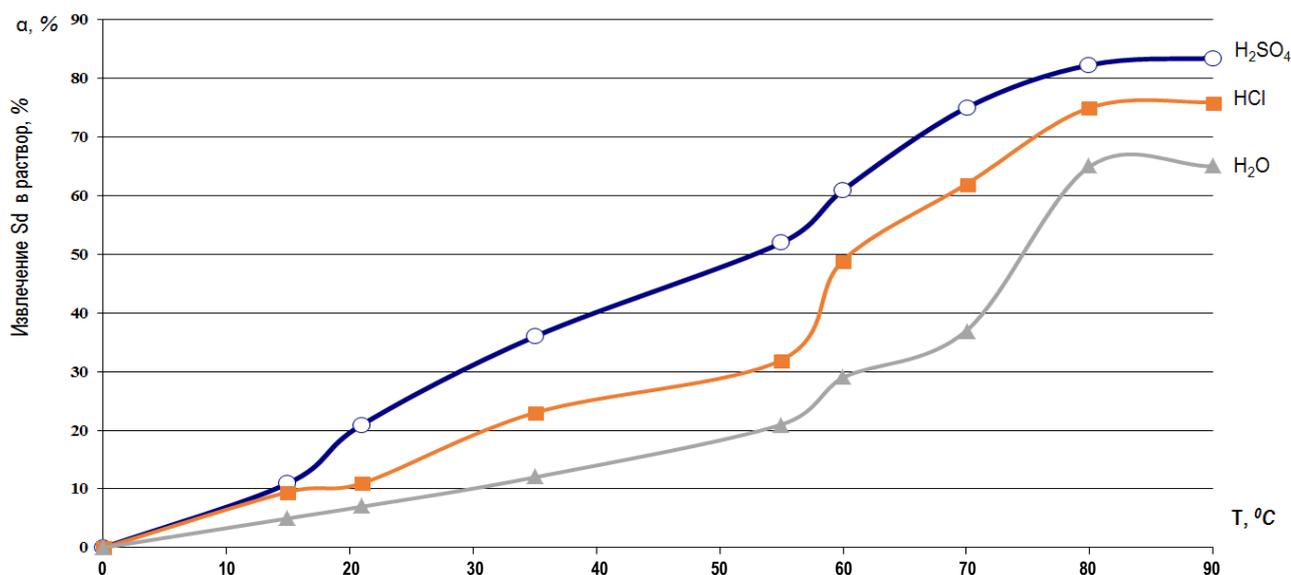


Рис. 3. График зависимости извлечения Sd в раствор в %-ном соотношении от температуры (T, °C)

Фильтрация пульпы и растворов. Для отделения раствора от осадка использовались лабораторные фильтры марки 55Фт (заводской номер 470/21/01). Пульпа фильтровалась на воронке Бюхнера, подключённой через колбу Бунзена к вакуумному насосу 2НВР-5ДМ. Объём фильтрата измерялся с помощью мерного стакана. Кек промывался дистиллированной водой, сушка проводилась при 80°C до постоянной массы, после чего проводили взвешивание. Пульпа подвергалась фильтрации, фильтрат нейтрализовали до pH = 6-7 с добавлением NaOH в присутствии метилоранжа, при этом выпадает осадок красного цвета, а маточный раствор становится фиолетовым.

Состав фильтрата объединённого с промывной водой и кека анализировали на содержание сурьмы, ртути и железа. Количество сурьмы определялось фотоколориметрическим методом. Количество остальных элементов было проанализировано методом ICP спектрометрии на приборе ИСП-АЭС ОПТИМА 7000PV фирмы Perkin Elmer с использованием стандартных растворов, полученных из ГСО Эко Аналитика, pH растворов измеряли с помощью pH-метра/иономера ИТАН. Полученные в результате процесса продукты, в виде раствора $[Sb_2(SO_4)_3]$ направляли на процесс электролиза для получения чистого металла. Вышеприведённые исследования показали, что при температуре процесса 80°C, скорости вращения мешалки 400-450 об/мин, соотношении твёрдого вещества к жидкости 1:8, при времени процесса $t = 120$ мин и концентрации $[H_2SO_4] = 180$ г/л, технология получения сурьмы является самой эффективной. При этом, в маточном растворе сурьма не обнаружена.

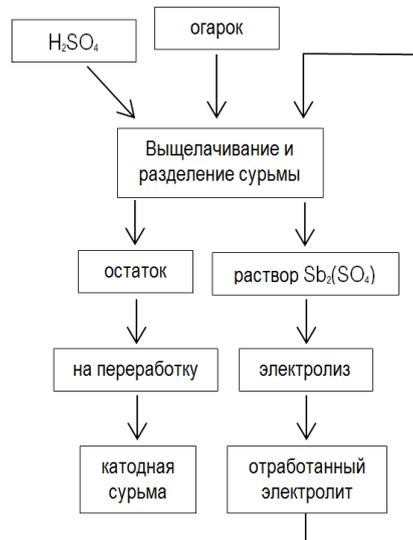


Рис. 4. Принципиальная технологическая схема гидрометаллургического способа переработки огарков содержащих сурьму

Необходимо отметить, что если хлорирование проводить перед обжигом, то соединения сурьмы, например, антимонит, растворяются в технической серной кислоте и становится легче выделить чистый металл.

Библиографический список:

1. Majzlan J. Primary and secondary minerals of antimony. *Antimony*, 2021, pp. 17-47.
2. Anderson C.G. The metallurgy of antimony. *Geochemistry* 2012, 72, pp. 3-8.
3. Соложенкин П.М., Усова С.В., Акназарова Т.Н., Фазылова Р.Р. Технология прямой переработки сурьмяных огарков с целью получения пигментов на основе сурьмы. – М.: Цветные металлы, 1994. – № 1. – С. 23-26.
4. Solozhenkin P.M, Nebera V.P. and Abdulmanov I.G. The technology of direct processing of antimony-bearing materials for obtaining of antimony compounds in: *Proceedings of the XXIMPС*, 4. – Aachen, 1997.
5. Латимер В.И. Окислительные состояния элементов и их потенциалы в водных растворах. – Москва: ИЛ, 1954. – 228 с.
6. Рахимов Х.Ш., Кодиров А.А., Бадалов А.Б. Способ переработки механоактивированных сульфидных концентратов. *Малый патент №ТJ 1206*. 2021. – 8 с.
7. Рахимов Х.Ш., Кодиров А.А., Бадалов А.Б. Хлорирующий обжиг механоактивированных сульфидных концентратов сурьмы хлоридом натрия. *Доклад НАНТ*, 2021. – № 9-10. – С. 583-587.
8. Рахимов Х.Ш. Оптимальные условия процесса хлорирующего обжига механоактивированных сульфидносурьмяных концентратов хлоридом натрия. *Вестник ТТУ*. – №1 (57) 2022. – Душанбе. – С. 49-55.
9. Anderson, C.G. Hydrometallurgically treating antimony-bearing industrial wastes: *JOM*. V. 53, no. 1. January, 2021, pp. 18-20.

ВОЗМОЖНОСТЬ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕДИ ИЗ СБРОСНЫХ РАСТВОРОВ ЦЕХА ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ ГМЗ-2



Кенжаев Х.Т.,
директор
ГМЗ-2 ЦРУ АО «НГМК»



Полванов С.К.,
главный инженер
ГМЗ-2 ЦРУ АО «НГМК»



Эргашев Н.У.,
начальник
Центральной заводской лаборатории
ГМЗ-2 ЦРУ АО «НГМК»

Misni bog'liq holda qazib olish uchun agregatning texnologik sxemasi taklif qilingan bo'lib, u yuqori tarkibli mis olish, hamda oltin va kumush ajratib olish imkonini beradi. Bunday holda, misni ekstraksiya orqali qazib olish 90% ni tashkil etadi.

Bu ish GMZ-2 da ishlab chiqarilayotgan mahsulotlar turini kengaytirish imkonini beradi. Ayni paytda olingan misning qazib olish va tozalik ko'rsatkichlarini yaxshilash bo'yicha ishlar olib borilmoqda.

Tayanch iboralar: foydali qazilmalarni qayta ishlash, qazib olish jarayoni, tarkib, bog'liqlik, bog'liq misni qazib olish, natriy gidroksidi, kuydirilgan gidratlar, induksion pech.

Предлагается технологическая схема узла попутного извлечения меди из сбросных азотнокислых растворов, которая позволит получить медь с высоким его содержанием, а также извлечь золото и серебро. При этом сквозное извлечение меди составляет более 90%.

Данная работа позволяет расширить номенклатуру выпускаемой продукции на ГМЗ-2. В настоящее время ведутся работы над улучшением показателей извлечения и чистоты получаемой меди.

Ключевые слова: переработка минерального сырья, процесс извлечения, содержание, зависимость, попутное извлечение меди, гидроксид натрия, обожженные гидраты, индукционная печь.

Узбекистан, как известно, располагает огромными запасами минерально-сырьевых ресурсов, что обеспечивает сбалансированный рост всех базовых отраслей экономики. По подтвержденным запасам и добыче золота Узбекистан входит в первую десятку стран мира.

Известно, что природные ресурсы – основная часть экономических ресурсов мировой экономики и проблемы эффективного и рационального использования сырьевой базой становятся основными в оценках экономического роста, политической и социальной стабильности любого государства. Проблеме рационального комплексного использования сырья посвящено достаточно много тем, таких как создание малоотходной и безотходной технологии.

Основной причиной, обусловившей сравнительно невысокий уровень эффективности использования сырьевых ресурсов месторождений, является то, что при наличии в извлекаемой горной массе, как правило, нескольких полезных компонентов, горные предприятия извлекают в подавляющем большинстве только одного вида товарной продукции.

Во всем мире выискиваются, разрабатываются новые способы глубокой переработки минерального сырья, снижения сбросов ценных компонентов с отходами производств.

Снижение себестоимости выпускаемой продукции, разработка и внедрение новых методов глубокой переработки минерального сырья, это цель, стоящая перед специалистами Навоийского горно-металлургического комбината. Задача увеличения продуктивности ресурсов, комплексного использования сырья применительно к Гидрометаллургическому заводу № 2 Центрального рудоуправления АО «НГМК» может быть решена переработкой отработанных растворов содержащих цветные металлы.

В перерабатываемой руде, помимо золота и серебра содержатся и другие металлы, в количествах, не позволяющих вести рентабельное их извлечение. Но, в процессе сорбционного выщелачивания золота, после насыщения ионообменной смолы золотом и серебром, в смоле концентрируются и попутные металлы.

Золото и сопутствующие ему примеси (Ag, Fe, Cu и др.), при переработке товарного регенерата (полученного в процессе десорбции золота с анионитом) осаждают раствором каустической соды с последующей фильтрацией на фильтр-прессах.

Получаемый осадок представляет собой смесь гидроокислов золота, серебра, меди, железа, никеля и других цветных и благородных металлов. Далее полученный осадок подвергают обжигу с последующей азотнокислой обработкой. Образовавшиеся азотно-

Таблица 1
Зависимость остаточной концентрации металлов от pH среды

pH	Содержание, мг/л		
	Au	Ag	Cu
0,8	0,76	1,00	5000
2	0,50	0,40	2500
3	0,36	0,35	1575
4	0,24	0,25	850
5	0,20	0,25	400
6	0,16	0,25	2,5
7	0,10	0,25	0,4
8	0,10	0,25	0,38
9	0,10	0,25	0,32
10	0,10	0,25	0,29
11	0,10	0,25	0,28

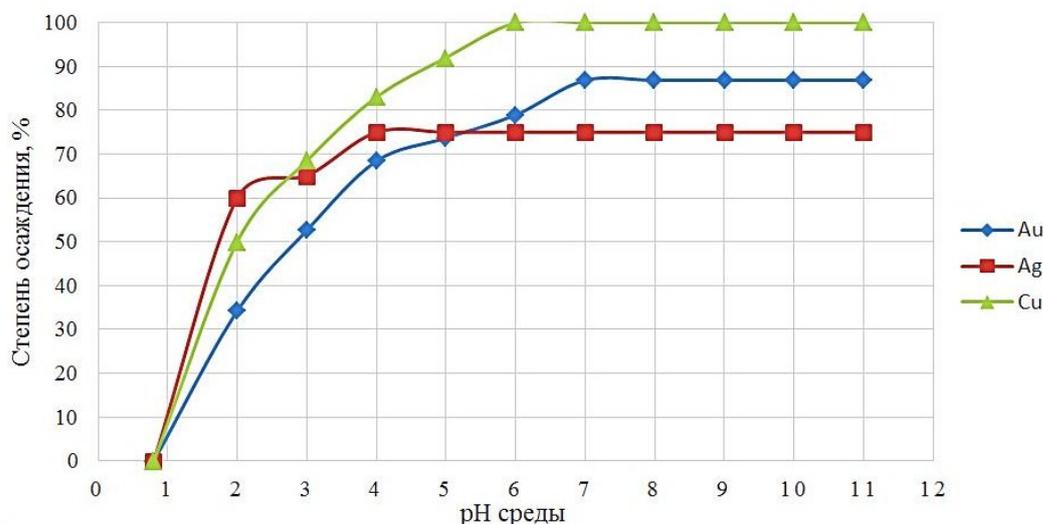


Рис. 1. Зависимость степени осаждения металлов от pH среды

кислые растворы обрабатывают соляной кислотой для осаждения серебра. После чего полученные кислые растворы считаются сбросными.

Специалистами ГМЗ-2 был проведен ряд экспериментов по извлечению меди, содержащейся в сбросных азотнокислых растворах. В этих растворах содержание меди составляет 5-20 г/л, а из-за присутствия в растворе нитрат и хлорид ионов pH составляет < 1,0.

В процессе исследования из возможных способов осаждения меди из растворов оптимальным выбран способ осаждения меди гидроксидом натрия. В процессе проведения исследований изучена зависимость (табл. 1, рис. 1) осаждения меди от pH раствора.

Из рис. 1 видно, что максимальное извлечение достигается при pH 6-7 и составляет более 99%.

Полученный в результате осаждения осадок гидроксида меди отделяют от фильтрата на фильтр-прессе. Далее осадок подвергается обжигу при температуре 600-700°C. В полученном обожженном осадке содержание меди достигало до 35%. Далее обожженный осадок подвергался индукционной плавке в графитовых тиглях при температуре 1100-1200°C. Полученный в результате плавки продукт содержал до 98% меди, 0,1% золота и 2,5% серебра.

После проведения ряда успешных экспериментальных работ по извлечению цветных и благородных металлов из сбросных раство-

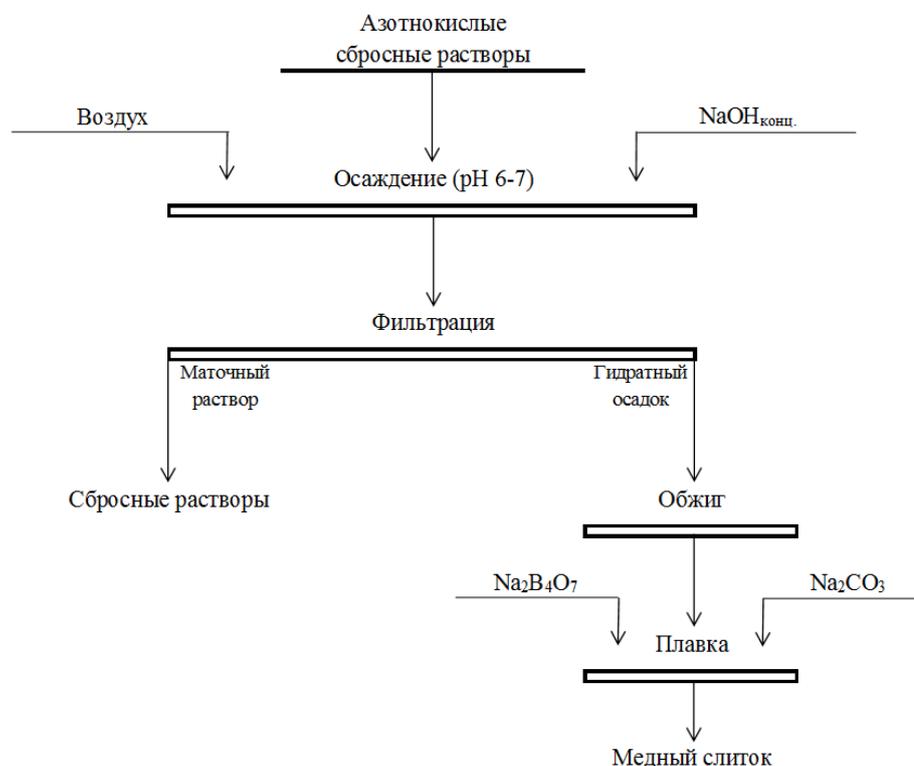


Рис. 2. Технологическая схема узла попутного извлечения меди из сбросных азотнокислых растворов

ров цеха готовой продукции, был спроектирован узел попутного извлечения меди.

Узел попутного извлечения меди представляет собой колонну (ёмкость), в которую поступают сбросные азотнокислые растворы цеха готовой продукции, содержащие цветные и благородные металлы.

В колонну подается гидроксид натрия и сжатый воздух для перемешивания и доведения pH раствора до 6-7.

После проведения процесса осаждения цветных металлов, суспензия проходит через пресс-фильтр для разделения твердых частиц от раствора.

Вышедший с пресс-фильтра маточный раствор считается отработанным, а образовавшийся на полотнах пресс-фильтра гидратный осадок счищается и направляется для дальнейшего обжига в

обжиговую печь. Полученные обожженные гидраты загружают в графитовый тигель и производят плавку в индукционной печи для получения медного слитка. В качестве флюсов при плавке используют буру и соду.

Технологическая схема узла попутного извлечения меди из сбросных азотнокислых растворов цеха готовой продукции показана на рис. 2.

Предлагаемая технологическая схема извлечения меди из сбросных растворов цеха готовой продукции позволяет получить медь с высоким его содержанием, а также извлечь золото и серебро. При этом, сквозное извлечение меди составляет более 90%. Данная работа позволяет расширить номенклатуру выпускаемой продукции на ГМЗ-2. В настоящее время ведутся работы над улучшением показателей извлечения и чистоты получаемой меди.

Библиографический список:

1. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. – Ташкент: «Фан», 2009. – 404 с.
2. Мустакимов О.М., Штеер В.К. О возможности получения меди из отработанных растворов на гидрометаллургическом заводе № 2. Горный вестник Узбекистана. № 2 (69). – Навои, 2017. – С. 41-43.
3. Эргашев Н.У., Полванов С.К. Извлечение меди из сбросных растворов ГМЗ-2. Международная научная и научно-техническая конференция «Практические и инновационные научные исследования: Актуальные проблемы, достижения и новшества (посвящено памяти профессора А.А. Юсупходжаева)». 6.12.2021 г. – Ташкент: ТашГУ. – С. 357-358.

1M63

ТОКАРНО-ВИНТОРЕЗНЫЙ СТАНОК



NMZ
Вдохни жизнь в металл

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: infor mz@ngmk.uz

ANGREN KAOLINIDAN YUQORI SIFATLI GLINOZYOM OLISH



Samadov A.U.,
TDTU Olmaliq filiali direktori, t.f.d.,
professor



Abduraxmonov S.A.,
TDTU Olmaliq filiali «Metallurgiya»
kafedrası professorı, t.f.d



Toshqodirova R.E.,
TDTU Olmaliq filiali «Metallurgiya»
kafedrası mudiri, PhD, dotsent



Masidikov E.M.,
TDTU Olmaliq filiali
taynach doktoranti

Alyuminiy ishlab chiqarish sanoatida boshlang'ich xom ashyo glinozem Al_2O_3 hisoblanadi. Glinozem ishlab chiqarish hom-ashyosi esa boksit hisoblanib asosan Bayer usuli bilan qayta ishlanadi. Oxirgi vaqtlarda metallurgik glinozem olish xom ashyosi sifatida past navli alyuminiy tarkibli rudalardan metallurgik glinozem olish imkoniyatlari o'rganilmoqda, shuningdek kaolin rudasi ham. Ammo, bu kabi rudalar uchun glinozem olishning Bayer usuli samarasiz hisoblanadi, chunki ruda tarkibida alyuminiy oksidi yetarli darajada emasligidir. Ayni ishda Angren kaolinini kompleks qayta ishlab amorf holatdagi kremniy oksidi, temir oksidlari va yuqori sifatli metallurgik glinozem olish imkoniyatlari ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: glinozem, alyuminiy, boksit, kaolin, kuydirish, Bayer usuli, boshlang'ich maxsulot.

В алюминиевой промышленности исходным сырьем является глинозем Al_2O_3 . Сырьем для производства глинозема является боксит, который в основном перерабатывается методом Байера. В последнее время изучаются возможности получения металлургического глинозема из руд с низким содержанием алюминия низкого качества в качестве сырья для получения металлургического глинозема, а также каолиновой руды. Однако, для таких руд метод Байера по извлечению глинозема считается неэффективным из-за недостаточного содержания оксида алюминия в руде. В данной работе рассмотрены возможности комплексной переработки Ангренского каолина для получения кремнезема в аморфном состоянии, оксидов железа и высококачественного металлургического глинозема.

Ключевые слова: глинозём, алюминий, боксит, каолин, обжиг, метод Байера, исходное сырьё.

Toshkent viloyatining Angren shahar hududida joylashgan konlarda 1,4 mlrd tonnadan ortiq kaolin ($Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$) zahirasi mavjud bo'lib yiliga 5 mln tonna kaolin rudasi qazib olinadi.

Angren ko'mir konidan chiqindi sifatida qazib olinadigan kaolinning tarkibida ko'plab boshqa minerallar; kvarts, temir va titan oksidlari, fosfor, oltingugurt va boshqalar, hamda organik moddalar mavjud.

Angren kaolin rudasining kimyoviy tarkibi 1-jadvalda keltirilgan.

Hozirgi vaqtda dunyoda glinozemning 95% dan ko'prog'i Rossiyada 1895-1898 yillarda K.I. Bayer tomonidan taklif etilgan usul bilan olinadi. Bayer usulida alyuminiy xom ashyosini natriy gidroksidi ($NaOH$) eritmasida avtoklavda 230-240°C haroratda, 30 atm bosimda tanlab eritiladi. Bu usul bilan faqat kremnezem miqdori kam bo'lgan boksit rudasini qayta ishlash mumkin. Chunki kremnezem ko'p bo'lgan ruda ishlatilsa alyuminiy $Na_2O \cdot Al_2O_3 \cdot 2SiO_2 \cdot 2H_2O$ holda cho'kma (qizil shlam) hosil qilib, eritmaga o'tmaydi. Shlam chiqindixonaga yuboriladi.

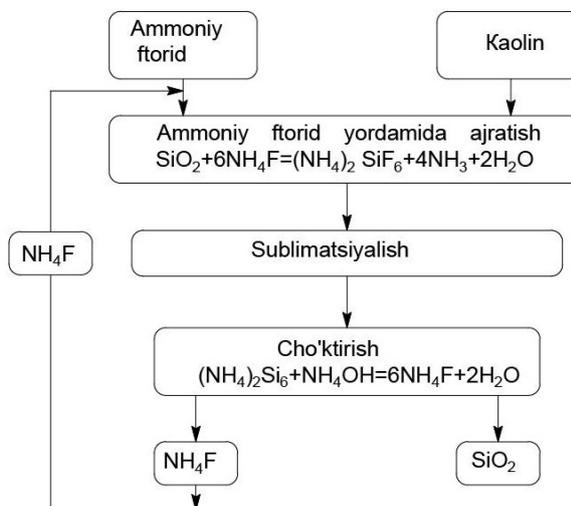
Angren kaolini tarkibida glinozemning miqdori yetaricha emasligi, kremnezemning miqdori o'ta yuqori bo'lganligi sababli bu rudalar uchun Bayer usuli samarali texnologiya hisoblanmaydi. Past sifatli, yuqori silikatli kaolinning tarkibi murakkabligi, qo'shimchalarning ko'pligi sababli Angren kaolinidan alyuminiy olish hal qilinishi qiyin bo'lgan muammolardan biridir. Bizning fikrimizcha Angren kaolinidan alyuminiy olish uchun uni kompleks qayta ishlash ya'ni undan kremniyni amorf holda ajratib olib rezina texnika sanoatiga, temir oksidlarini ajratib olib sement ishlab chiqarish sanoatiga, so'ngra glinozemni ajratib olib alyuminiy ishlab chiqarishga, qolgan (10%) qoldiqni esa mineral o'g'it ishlab chiqarishga yuborilsagina iqtisodiy samara olish mumkin.

Ushbu maqolada Angren kaolini tarkibidan kremnezemni ajratib olish maqsadida olib borilgan tadqiqotlarning natijalari keltirilgan.

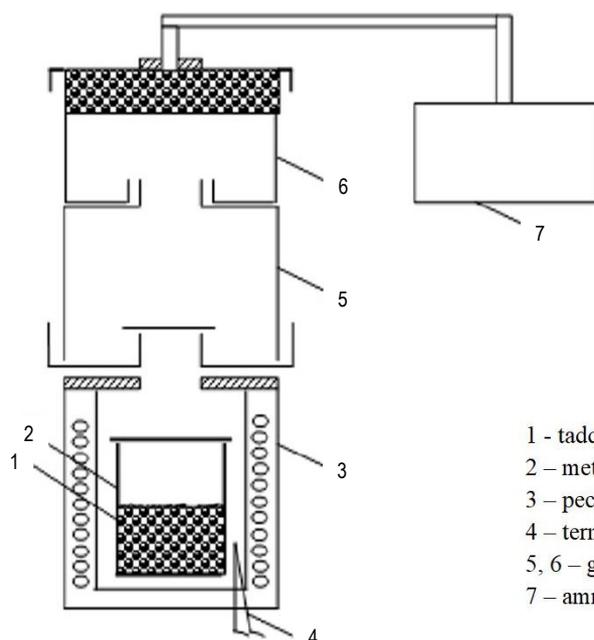
1-jadval

Birlamchi Angren kaolin rudalarining mineralogik tarkibi

Kaolin	Kimyoviy minerallar, %						
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	Na ₂ O + K ₂ O	CaO+MgO	Boshqalar
Birlamchi kaolin	62,30	22,24	4,15	0,35	0,62	0,52	9,82

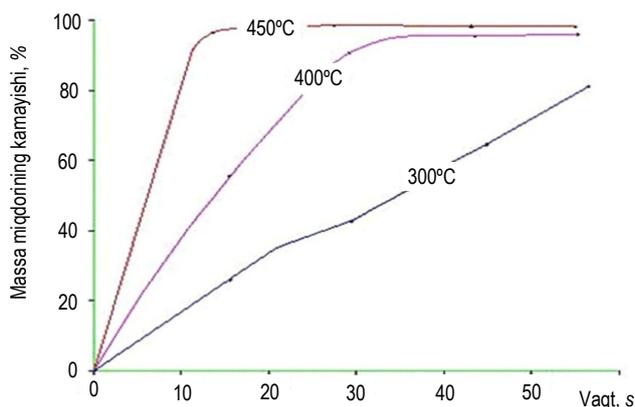


1-rasm. Angren kaolinini kremniysizlantirish texnologik sxemasi

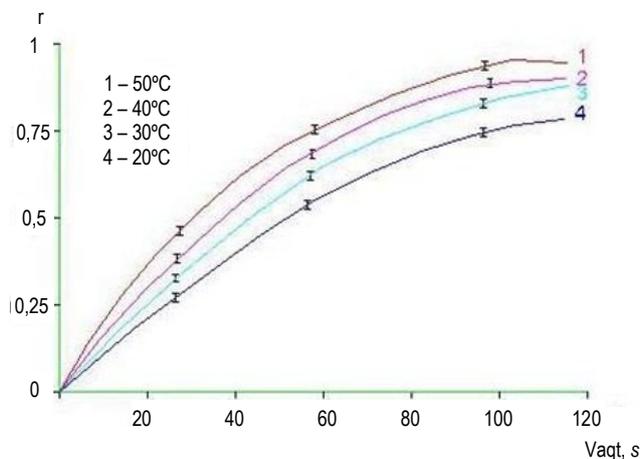


- 1 - tadqiqot qilinayotgan namuna
- 2 – metallan tayyorlangan idish
- 3 – pech
- 4 – termopara
- 5, 6 – gaz tutuvchi qurilma
- 7 – ammiakni yutuvchi qurilma

2-rasm. Kremniysizlantirish uchun elektropechining sxemasi



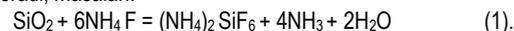
3-rasm. Kaolinni kremniysizlantirish darajasini vaqtga bog'liqligi



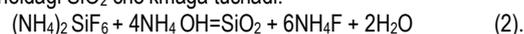
4-rasm. $(NH_4)_2SiF_6$ ni 10% li $(NH_4)OH$ eritmasi bilan ta'sirlashuvi kinetikasi

Ma'lumki kremniy galogenidlar bilan ayniqsa fluor bilan birikib, oson gaz fazasiga o'tuvchi birikma hosil qiladi. Kremniysizlantiruvchi reagent sifatida ammoniy fluoridni qo'llashning afzalligi uni regeneratsiya qilish mumkinligidir [1].

Bu kremniysizlantirish jarayonini uzluksiz olib borishga va kvarts tarkibli rudalardan amorf holatdagi kremniy oksidini ajratib olish imkoniyatini beradi, masalan:



Hosil bo'lgan birikma (amoniyegeksoftorsilikat) sovitilgan qattiq fazaga o'tadi va ammiakli suv yordamida eritiladi unda quyidagi reaksiya sodir bo'lib amorf holdagi SiO_2 cho'kmaga tushadi:



Kaolinni kremniysizlantirish tadqiqotlari 1-rasmda keltirilgan texnologik sxema bo'yicha amalga oshirildi. Angren kaolinni galogeno-ammoniy bilan kremniysizlantirish tajribalari yangidan loyihalashtirilib yasalgan, amaliyotda analogi bo'lma-gan (2-rasm) elektropechda olib borildi [1]. Pech quyidagi qismlardan iborat: 1 – zanglamaydigan metallan tayyorlangan idish; 2 – pech; 3 – termopara; 4 – gaz tutuvchi qurilma; 5 – ammiakni yutuvchi qurilma.

Kaolin va tajribadan olingan maxsulotlarning kimyoviy tarkiblari Olmaliq kon-metallurgiya kombinati hamda Navoiy kon-metallurgiya kombinatlarining markaziy laboratoriyalarida tahlil qilindi.

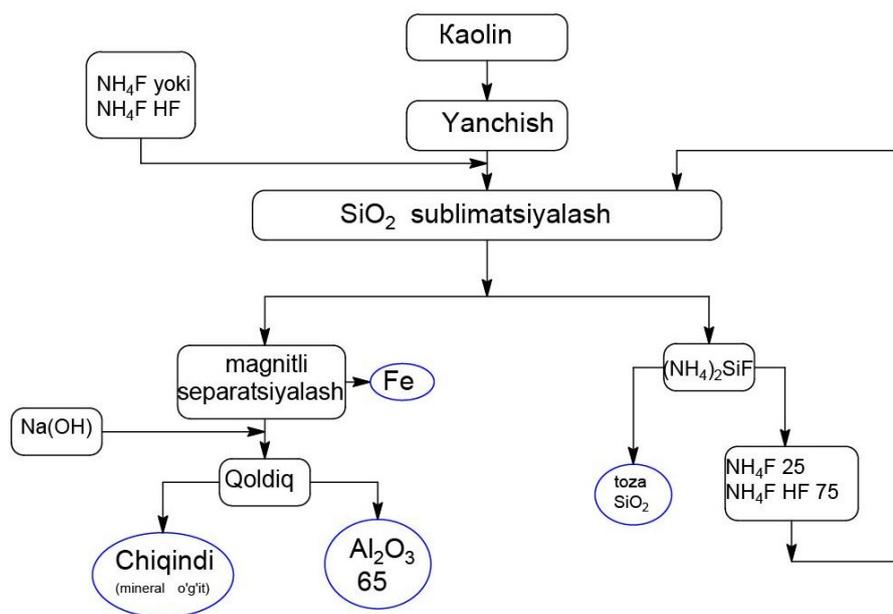
Tahlillar kimyoviy, spektral va mass spektrometrik usullar bilan amalga oshirildi.

Yuqori silikatti Angren kaolin rudasini kremniysizlantirish darajasini vaqtga, haroratga va reagent sarfiga bog'liqligi o'rganildi.

Olingan namunadagi kremniy oksidi miqdoriga qarab stexiometrik tarzda ammoniy biftorid bilan aralashtirildi. Buning uchun ta'sir qiluvchi omillarning chegara qiymatlari quyidagicha qabul qilindi: 300°C, 400°C, 450°C haroratlarda va 10, 20, 40, 60 min. davomiylikda olib borildi.

Kaolinni kremniysizlantirish darajasini vaqtga bog'liqligi 3-rasmda keltirilgan (reagent sarfi 150%, harorat 450°C).

3-rasmdan ko'rinib turibdiki Angren kaolin rudasini harorati 60 min davomida 350°C gacha ko'tarilganda, 30 min davomida 400°C gacha ko'tarilganda, 15 min davomida 450°C gacha ko'tarilganda 70, 90 va 100% tegishicha ammoniy geksaforsilikat gaz fazasiga o'tishi aniqlandi. Jarayon so'ngida olingan mahsulot boshqa idishga olindi va distillangan suv bilan aralashtirildi.



5-rasm. Angren kaolinini qayta ishlash texnologik sxemasi

Filtrlash yordamida bo'tana qattiq va suyuq fazalarga ajratildi, filtr usti mahsuloti bo'lgan kek farfor idishga joylashtirildi va ammoniy biftoridini ajratish maqsadida ammiakli suv bilan eritildi, suyuq quyqa filtrlandi va kek quritish shkafiga (60°C) qo'yildi, qurigan massa sovutilib tarozida tortildi va og'irliklar nisbatiga ko'ra ta'sirlashish darajasi aniqlandi.

Kek (ammoniy geksaftorsilikat) 10% li (NH₄)OH eritmasida erishi va erish natijasida NH₄FHF hosil bo'lishi aniqlandi. Jarayonning tasirlashuv kinetikasi 4-rasmida keltirilgan.

Namuna og'irligining o'zgarishiga ko'ra AGFS va ammoniy gidroksidning ta'sirlashish farajasi sovgan massani o'lchash orqali aniqlanadi.

Kinetik tadqiqotlar natijasiga ko'ra geksaftorsilikat bilan 20, 30, 40, 50°C va 90 soniya davomida ta'sirlashganda 0,76; 0,80; 0,84 va 0,90 g tegishli ammoniy geksaftorsilikat tuzining erishi aniqlandi. Ta'sirlashish vaqti 90 soniya davomida tasirlashganda 0,76; 0,80; 0,84 va 0,90 g tegishli ravishda ammoniy geksaftorsilikat tuzining erishi aniqlandi. Ta'sirlanish vaqti 90 soniyadan oshishi sezilarli o'zgarishga olib kelmadi. Angrev kaolin silikati birikmalarini parchalash uchun 20% ammoniy ftorid va 75% ammoniy biftoriddan tashkil topgan texnik aralashmadan foydalanildi. Temir va uning oksidlarini ajratib olish magnitli separatorida olib borildi.

Olib borilgan tadqiqotlar natijasiga ko'ra ftorlash, AGFS ni sublimatsiyalash, ammiakli suv olish, amorf holatidagi kremniy oksidini olish, ftorid ammoniyini regeneratsiya qilish va qayta ishlatish jarayonlarini o'z ichiga olgan texnogen mahsulotlarni qayta ishlash texnologik sxemasi (5-rasm) yaratildi. Angren kaolinidan yuqori sifatli glinozyon olish uchun o'tkazilgan tajriba natijasi 2-jadvalda keltirilgan.

2-jadval

Kremniysizlantirilgan Angren kaolini kimyoviy tarkibi

Elementlar	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Na ₂ O	K ₂ O	CaO	MgO	Boshqalar
%	0,14	65,2	0,5	0,30	0,4	0,7	0,02	32,74

Angren kaolini tarkibidan temir va kremniy oksidini ajratib olish ammoniy ftorid yordamida 400-450°C da kremniy va boshqa qo'shimcha elementlarning ammoniy ftoridli kompleks birikmasi hosil bo'lishi hisobiga metallurgik gliozem olindi. AGFS ni sovutish, so'ngra kremniy oksidini olish uchun ammiakli suvda eritish va qayta ishlash, AGFS ni desublimatsiya qilish, kremniy oksidi bo'tanasini filtrlash, quritish va qizdirish yo'li bilan amorf holidagi tayyor mahsulotni olish, ammiakning asosli eritmasini bug'latish, ftorlash bosqichiga qaytarish maqsadida ammoniy ftoridni kristallanish jarayonlarini o'z ichiga olgan kaolin tarkibidan kremniy oksidini ajratib olish usuli yaratildi [2].

Ammoniy geksaftorsilikatga dastlabki kremniy oksidi ammoniy ftorid bilan ta'sirlashish reaksiyasi (2) natijasida hosil bo'lgan 15% li ammiakli suv eritmasi bilan ishlov berildi, natijada (NH₄)₂SiF₆ suyuq ishqorli eritmada issiqlik ajralib chiqishi hisobiga gidrolizlandi. Hosil bo'lgan cho'kma filtrlandi, yuvildi, quritilib 800°C haroratda toblandi, natijada 99,9% soflikdagi kremniy oksidi olindi.

Qo'shimcha mahsulot sifatida olingan kremniy oksidi kimyoviy tarkibi bo'yicha import o'rini bosuvchi mahsulot bo'lib, rezinotexnika sanoatida ichki imkoniyatlarni oshirishga xizmat qiladi [3]. Bu esa o'z navbatida komponentlarni ajratib olishni sezilarli darajada oshiradi va ularni qayta ishlashning iqtisodiy samaradorligini ta'minlaydi.

Bibliografik ro'yxat:

- Samadov A.U. Kon-metallurgiya sanoatining texnogen tuzilmalarini qayta ishlashga kompleks yondashuv xususiyatlari. Texnika fanlari doktori (fan doktori) ilmiy darajasini olish uchun dissertatsiya. – Toshkent, 2017 y.
- Samadov A.U. Temirni olish uchun metallurgiya shlaklarini qayta ishlash usuli. Ixtiroga patent. – No IAP 04650. Samadov A.U. Talabnoma raqami IAP 2011 0285.
- Samadov A.U. Tarkibida oltin bo'lgan xomashyoni qayta ishlash usuli; ixtiroga patent No IAP 05376. Samadov A.U. Talabnoma raqami IAP 2014 0131.
- Belyaev A.I. Yengil metallar metallurgiyasi. – Moskva: «Metallurgiya», 1970. – 368 bet.
- Mamadjanov Z.N., Shamshidinov I.T. Angren konining kaolin gillaridan alyuminiyini yuvish jarayonini o'rganish. Universum: Tekhnicheskije nauki: elektron ilmiy jurnal, 3-son (48). 2018 yil.

ВЛИЯНИЕ ИОННОГО СОСТАВА ВОДЫ ИСПОЛЬЗУЕМОЙ В ПРОЦЕССЕ ФЛОТАЦИИ СУЛЬФИДНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЙ «КОКПАТАС» И «ДАУГЫЗТАУ»



Ахатов Н.А.,
директор
Сев РУ АО «НГМК»



Василёнок О.П.,
заместитель начальника
ЦНИЛ АО «НГМК»



Ашуров О.Т.,
главный технолог
Сев РУ АО «НГМК»



Нурмуродов Т.И.,
проректор
по научной работе и инновациям
НГГТУ, д.т.н., профессор

Sulfidli minerallarning bakterial oksidlanishidan so'ng, oksidlangan qattiq fazani siyanidlashdan oldin mishyak, eritilgan temirdan yuvish kerak. Siyanidlashdan oldin biokekning etarli darajada tozalanmaganligi oltinning past olinishiga, yuqori siyanid iste'moliga va sorbsion siyanidlashda haddan tashqari ko'piklanishga olib keladi. Tadqiqotlar natijasida, haroratning 60°C gacha ko'tarilishi bilan biokekning qalinlashishi suyuqlik fazasining kinematik yopishqoqligining pasayishiga olib kelishi va bu kislotali chiqindilarni zararsizlantirish mahsulotlari bilan yo'qolgan oltin miqdorini kamaytirishga hissa qo'shadi.

Tayanch iboralar: sulfidli rudalar, suyuq faza, pulpa zichligi, biokek yuvish, oltin, quyuqlashtiruvchi, quyuqlashtirilgan biokek, flokulyant, granulometrik analiz, kimyoviy analiz, haroratni oshirish, qattiq zarrachalami cho'ktirish.

После бактериального окисления сульфидных минералов окисленную твёрдую фазу необходимо отмыть от мышьяка, растворенного железа перед цианированием. Недостаточная отмывка биокека перед цианированием приводит к низкому извлечению золота, высокому расходу цианидов и чрезмерному пенообразованию в процессе сорбционного цианирования. В результате проведённых исследований, определено, что сгущение биокека с повышением температуры до 60°C приводит к снижению кинематической вязкости жидкой фазы и это способствует уменьшению количества теряемого золота с продуктами нейтрализации кислых стоков.

Ключевые слова: сульфидные руды, жидкая фаза, плотность пульпы, отмывка биокека, золото, сгуститель, сгущённый биокек, флокулянт, гранулометрический анализ, химический анализ, повышение температуры, осаждение твёрдых частиц.

Благодаря методу флотации вовлекаются в производство месторождения тонко вкрапленных руд и обеспечивается комплексное использование полезных ископаемых. По количеству и разнообразию перерабатываемого сырья флотация занимает первое место среди других технологических процессов обогащения.

Флотация – один из методов обогащения полезных ископаемых, который основан на различии способностей минералов удерживаться на межфазовой поверхности, обусловленный различием в удельных поверхностных энергиях. Гидрофобные (плохо смачиваемые водой) частицы минералов избирательно закрепляются на границе раздела фаз, обычно газа и воды, и отделяются от гидрофильных (хорошо смачиваемых водой) частиц. При флотации пузырьки газа или капли масла прилипают к плохо смачиваемым водой частицам и поднимают их к поверхности.

На Гидрометаллургическом заводе № 3 (ГМЗ-3) Северного рудоуправления Навоийского горно-металлургического комбината перерабатываются сульфидные золотосодержащие руды месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау». Первоначальной стадией обогащения после крупного дробления и двух стадийного измельчения является пенная флотация, при которой через смесь частиц с водой пропускают мелкие пузырьки воздуха, частицы определённых минералов собираются на поверхности раздела фаз «воздух-жидкость», прилипают к пузырькам воздуха и выносятся с ними на поверхность. Пену в дальнейшем сгущают и направляют на биологическое окисление.

Эффективность процесса обогащения методом флотации зависит от многих факторов, к ним относятся: минеральный состав перерабатываемых руд, характер вкрапленности и другие свойства полезного ископаемого, гранулометрическая характеристика твёрдой фазы, плотность пульпы, состав воды, реагентный режим, конструкция флотационной машины и др. Оптимальное значение каждого из этих факторов должно быть установлено и его надо поддерживать постоянно. Не соблюдение хотя бы одного из этих оптимумов полностью приведет к нарушению данного процесса.

На ГМЗ-3 для улучшения обогатительного результата процесса флотации используются следующие флотационные реагенты:

Активатор – медный купорос (CuSO_4). Образует на поверхности минеральных частиц пленки, на которых активно закрепляется собиратель, особенно эффективен для активации арсенопирита. Так же оказывает стабилизирующее действие на пену. При низких значениях pH или чрезмерном расходе реагента может вызвать снижение пенообразования, сворачивание пены.

Собиратель – бутиловый ксантогенат калия ($\text{C}_4\text{H}_9\text{COSSK}$). Используется для уменьшения смачиваемости поверхности полезных компонентов, способствуя их прилипанию к воздушным пузырькам.

Пенообразователь – флотомасло Оксаль Т-92. Увеличивает поверхностное натяжение на разделе фаз вода-воздух, препятствует разрушению образовавшихся пузырьков, формирует и повышает устойчивость пенного слоя на поверхности пульпы.

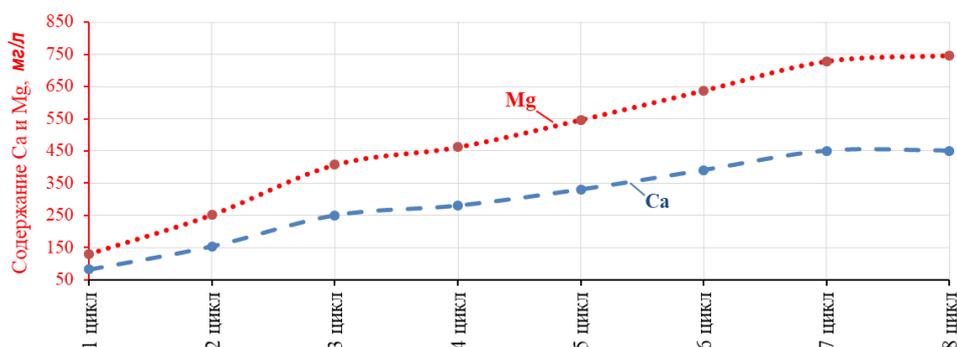


Рис. 1. Изменение содержания кальция и магния в повторно использованной воде при флотации руд месторождения «Даугызтау»

При чрезмерном расходе реагента пузырьки пены становятся мелкими, увеличивается пеносъём, снижается качество концентрата.

Масло И-20 - аполлярный собиратель для частиц золота находящегося в свободной форме, способствует флотации шламов. При чрезмерном расходе реагента может вызвать снижение пенообразования, сворачивание пены.

Сода кальцинированная (Na_2CO_3) и сода каустическая (NaOH). Применяются в качестве регулятора среды, для снижения негативного влияния ионов кальция, магния и тяжелых металлов присутствующих в воде на флотационный процесс. Снижает жёсткость воды. Сода каустическая в сочетании с медным купоросом является активатором арсенопирита.

Целью лабораторных исследований являлось определение влияния качества воды на процесс флотации руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» перерабатываемых на ГМЗ-3.

Для проведения исследований были отобраны пробы руды текущей добычи месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау», весом по 300 кг. Из отобранных проб были отобраны навески для проведения восьми циклов флотации на каждой пробе. Полученные хвосты флотации отфильтровывались, полученный фильтрат использовался в последующем цикле в процессе измельчения руды и добавлялся во флотацию для поддержания необходимого уровня жидкости во флотомашине. Данный процесс повторялся до восьмого цикла.

Для предотвращения искажения результатов исследований, процесс измельчения руды в первом цикле проводился с добавлением дистиллированной воды.

Каждый цикл флотации проводился по следующему реагентно-модульному режиму:

Измельчение руды: Масло И-20 – 60 г/т, медный купорос CuSO_4 – 60 г/т, кальцинированная сода Na_2CO_3 – 400 г/т; время измельчения – 32 мин, готовый класс -0,074 мкм 80%.

I основная флотация: Бутиловый ксантогенат калия БКК – 130 г/т, флотомасло оксаль Т-92 – 60 г/т;

II основная флотация: медный купорос CuSO_4 – 40 г/т (3-х минутная агитация), бутиловый ксантогенат калия БКК – 80 г/т, флотомасло оксаль Т-92 – 40 г/т;

Контрольная флотация: Бутиловый ксантогенат калия БКК – 40 г/т, флотомасло оксаль Т-92 – 20 г/т.

Флотация проводилась в течение 45 минут, в том числе 15 минут I основная флотация, 20 минут II основная флотация и 10 минут контрольная.

Коррекция pH от 8,6 до 9,2 производилась добавлением каустической соды NaOH .

Для определения изменения качества воды в каждом цикле отбиралась проба пульпы после измельчения и проба хвостов флотации, которые потом подвергались фильтрации.

В Центральной научно-исследовательской лаборатории АО «НГМК» были проведены химические анализ подготовленных фильтратов.

Вода – многокомпонентная динамическая система. К химическим параметрам качества водного раствора относятся: общее содержание растворенных соединений или сухой остаток; pH, показатель щелочности; наличие газов; способность к окислению; присутствие сульфат- и хлорид-ионов, соединений азота в виде NH_4^+ , NO_2^- , NO_3^- , железа, щелочно-земельных металлов, следов токсичных и радиоактивных элементов.

Как известно, карбонатная жёсткость воды определяется количеством в ней ионов кальция и магния.

В связи с этим, в первую очередь наше внимание привлекает изменение содержания данных ионов.

Согласно результатам химического анализа содержание кальция и магния в фильтратах хвостов флотации руд месторождения «Даугызтау» с каждым циклом увеличивается (рис. 1).

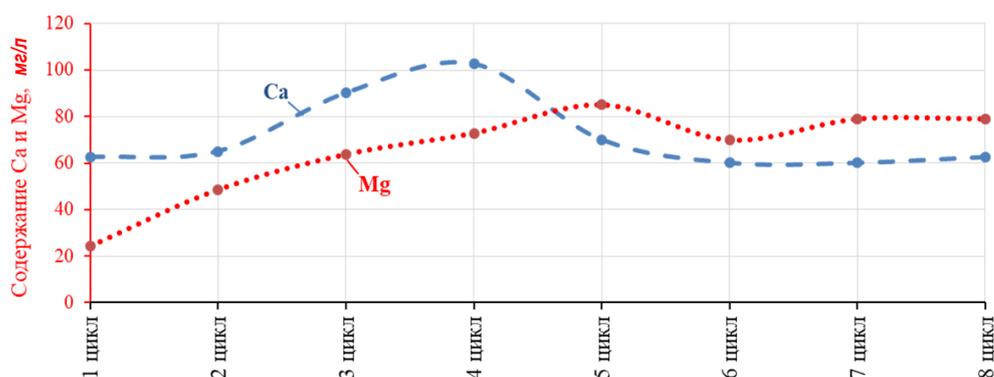


Рис. 2. Изменение содержания кальция и магния в повторно использованной воде при флотации руд месторождения «Кокпатас»

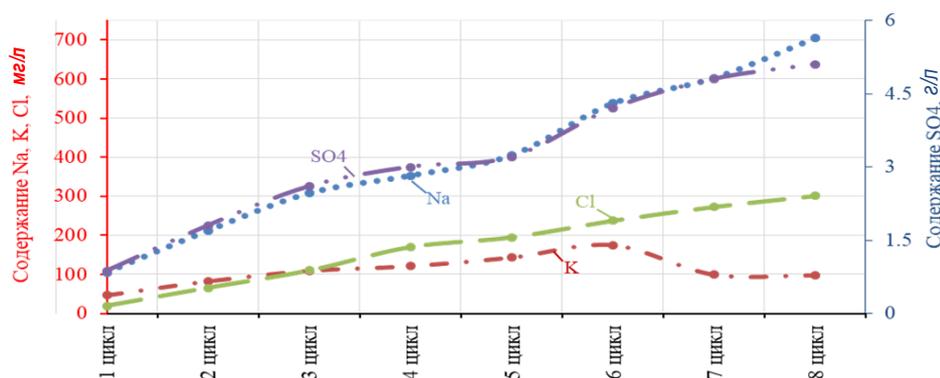


Рис. 3. Изменение содержания ионов Na, K, Cl, SO₄ в повторно использованной воде при флотации руд месторождения «Даугызтау»

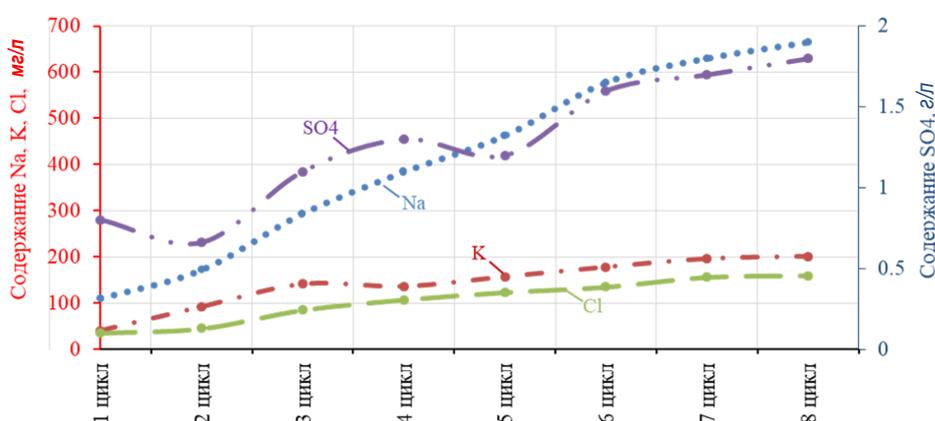


Рис. 4. Изменение содержания ионов Na, K, Cl, SO₄ в повторно использованной воде при флотации руд месторождения «Кокпатас»

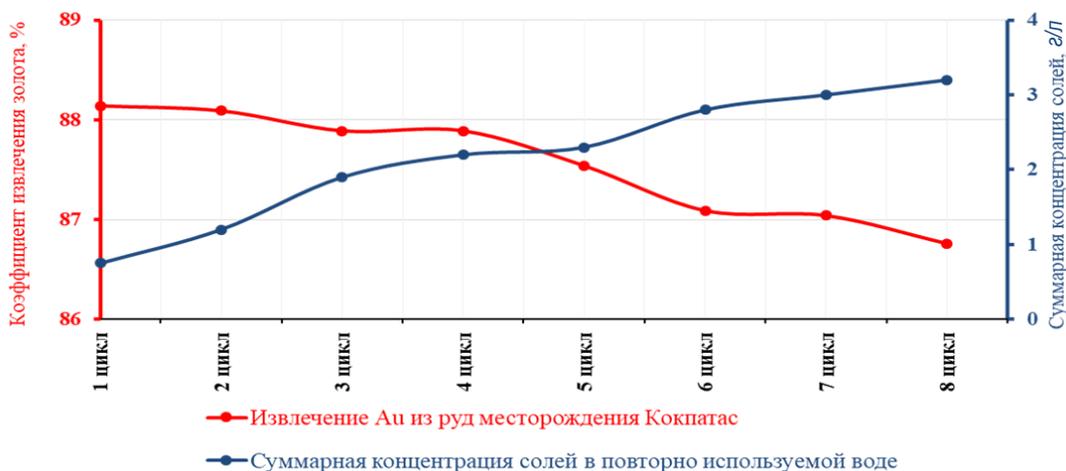


Рис. 5. Зависимость коэффициента извлечения золота от количества сухого остатка во флотации руд месторождения «Кокпатас»

Результаты химического анализа показывают скачок содержания кальция в фильтратах хвостов флотации руд месторождения «Кокпатас» после 4 цикла и снова наблюдается спад (рис. 2).

По изменению графика содержания кальция в фильтратах хвостов флотации руд месторождения «Даугызтау» можно судить, что в данных рудах присутствует кальций и магний содержащие минералы, имеющие склонность к растворению.

По мере повторного использования во флотационных циклах фильтрата хвостов флотации – «оборотной воды» происходит

насыщение воды ионами натрия, калия, хлора и сульфатов (рис. 3 и 4).

На рис. 3 можно заметить, что содержание калия после 6-го цикла флотации руд месторождения «Даугызтау» начинает снижаться. Данное явление возможно связано с увеличением содержания других ионов в воде, которые либо препятствуют растворению калия либо создают с ним твёрдые солевые соединения. В циклах флотации руд месторождения «Кокпатас» такого рода снижения содержания ионов калия не наблюдается.

Один из важнейших показателей качества воды – это количество растворённых в ней соединений, или, по-другому, сухой остаток. Сухим остатком называется общее количество растворённых в воде минеральных неорганических солей кальция, магния, калия, натрия, бикарбонатов, хлоридов, сульфатов и т.д. Кроме того, растворённые соединения привносятся в воду в результате применения химических реагентов в процессах подготовки воды на водочистных станциях, а также вследствие попадания отложений, образовавшихся на внутренних поверхностях труб, при транспортировке воды по водораспределительным магистралям. Величина показателя сухого остатка характеризует общую степень минерализации воды.

Увеличение концентрации растворённых ионов металлов оказывает свое воздействие на снижение коэффициента извлечения золота в циклах флотации (рис. 5 и 6).

Как видно из рис. 5 и 6 степень извлечения золота может снизиться вследствие сокращения использования свежей воды в технологическом процессе флотации.

Повторное использование воды в технологических процессах осуществляется для уменьшения расхода свежей воды, в связи с дефицитом водных ресурсов.

Анализ проведённых исследований показывает, что постоянная рекуперация воды негативно отражается на процессе флотации сульфидных руд и приводит к насыщению оборотной воды ионами солей, в следствии растворения минеральных веществ находящихся в составе руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау».

После 3-го цикла флотации коэффициент извлечения золота во флотации руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» снижается до 0,6%. В восьмом цикле коэффициент извлечения золота во флотации руд месторождения «Кокпатас» снизился на 1,4%, в «Даугызтау» на 1,2% по отношению к результату 1-го цикла.

Данные результаты указывают на необходимость очищения оборотной воды от ионов солей уже после второго повторного использования, так как их постепенное увеличение влечёт за собой потерю ценного компонента с хвостами флотации.

Библиографический список:

1. Санакулов К.С., Ахатов Н.А. Изучение влияния водной фазы пульпы на показатели флотационного обогащения // Горный вестник Узбекистана № 2 (49). – Навои, 2012 г. – С. 35-37.
2. Бочаров В.А., Игнаткина В.А., Видуецкий М.Г. Факторы, определяющие формирование ионного состава жидкой фазы пульпы и технологической воды при флотации сульфидных руд // ГИАБ. – М.: МГГУ, 2006. – № 8. – С. 385-392.
3. Бочаров В.А., Игнаткина В.А. Изменение ионно-молекулярного состава сульфидных пульп в зависимости от развития окислительно-восстановительных процессов. – М.: Горный журнал, 2008 г. – № 6. – С. 75-79.

«GORNII VESTNIK UZBEKISTANA», 2023, № 2 (93) pp. 64-67

INFLUENCE OF THE IONIC COMPOSITION OF THE WATER USED IN THE FLOTATION OF GOLD-BEARING SULPHIDE ORES OF THE DEPOSITS «KOKPATAS» AND «DAUGYZTAU»

¹Akhatov N.A., Director.

²Vasilyonok O.P., Deputy Head for Technology.

³Ashurov O.T., Chief Technologist.

³Nurmurodov T.I., Vice-Rector for Science and Innovations.

¹Northern Mining Administration, JSC «NMMC». Uchkuduk, Uzbekistan.

²Central Research Laboratory of JSC «NMMC». Navoi, Uzbekistan.

³Navoi University of Mining and Technologies. Navoi, Uzbekistan.

After bacterial oxidation of sulphide minerals, the oxidised solid phase must be washed of dissolved arsenic and iron before cyanidation. Insufficient rinsing of the bio-cake prior to cyanidation leads to low gold recovery, high cyanide consumption and excessive foaming during the cyanidation sorption process. As a result of the conducted research, it was determined that thickening of the biocake with increasing the temperature to 60°C leads to a decrease in the kinematic viscosity of the liquid phase and this contributes to a reduction in the amount of gold lost with the neutralization products of acidic effluents.

Keywords: sulphide ores, liquid phase, slurry density, bio-cake washing, gold, thickener, thickened bio-cake, flocculant, granulometric analysis, chemical analysis, temperature increase, precipitation of solid particles.

Bibliographic list:

1. Sanakulov K.S., Akhatov N.A. Study of the effect of the aqueous phase of the pulp on the indicators of flotation enrichment // Gorniy vestnik Uzbekistana. No. 2 (49). – Navoi, 2012, pp. 35-37.
2. Bocharov V.A., Ignatkina V.A., Viduetsky M.G. Factors determining the formation of the ionic composition of the liquid phase of the pulp and process water during the flotation of sulfide ores // GIAB. – M.: MGGU, 2006. No. 8, pp. 385-392.
3. Bocharov V.A., Ignatkina V.A. Changes in the ionic-molecular composition of sulfide pulps depending on the development of redox processes. – M.: Gorniy zhurnal, 2008. No. 6, pp. 75-79.

МАТЕМАТИЧЕСКИЙ РАСЧЁТ И СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ ДИНАМИКИ ЖИДКОСТИ В ГИДРОЦИЛИНДРЕ В ИНТЕРВАЛЬНОМ ВАРИАНТЕ



Худайбердиев О.Ж.,
доцент кафедры
«Высшая математика и информационные технологии» НГГТУ, PhD



Рахматов С.Х.,
доцент кафедры
«Высшая математика и информационные технологии» НГГТУ, PhD



Карабекян С.Х.,
ассистент кафедры
«Высшая математика и информационные технологии» НГГТУ

Ushbu maqolada bosim, yopishqoqlik va oquvchanlik kabi gidravlik silindrdagi suyuqlik xususiyati parametrlarining qiymatini aniqlash masalasining intervalli varianti ko'rib chiqiladi. Mustahkamlovchi moslama va moslamasiz gidrosilindrga kiruvchi changlar natijasida ifloslangan suyuqlik tarkibiga qarab, Intervalli parametrlarning dinamik o'zaro ta'siri aniqlangan. Suyuqlikning mos keladigan xarakteristikalarini va qiyosiy tahlili uchun hisoblashlar olib borilgan va masala intervalli usullar yordamida yechilgan. Natijalar grafik ko'rinishda ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: interval, interval arifmetikasi, intervalli parametrlar, ifloslanish, mustahkamlovchi moslama, bosim, yopishqoqlik, suyuqlik, gidravlik silindr, suyuqlik tezligi, differentsial tenglama, suyuqlikdagi qarshilik kuchi.

В данной статье рассматривается интервальный вариант задачи определения значения параметров свойств жидкости в гидроцилиндре, таких как давление, вязкость и текучесть. Определено динамическое взаимодействие интервальных параметров в зависимости от загрязнений, попадающих в гидроцилиндр, с учётом уплотнителя и без него. Поставленная задача решена интервальными методами и проведены расчёты и сравнительный анализ для соответствующих характеристик жидкости, результаты продемонстрированы в графическом виде.

Ключевые слова: интервал, интервальная арифметика, интервальные параметры, загрязнения, уплотнитель, давление, вязкость, текучесть, шток гидроцилиндра, скорость жидкости, дифференциальное уравнение, сила сопротивления жидкости.

В данной статье рассматривается интервальный вариант решения задачи определения значения параметров свойств жидкости, таких как давление, вязкость и текучесть в гидроцилиндре, которые были определены в вещественном (точечном) варианте в работе [1]. Обоснование рассмотренной задачи в интервальном варианте приводится ниже.

При использовании различных горных машин, имеющих механизмы с гидравлическими узлами, сталкиваются с задачей загрязнения жидкости, находящейся в гидроцилиндрах. Различные загрязнения, попадая в гидроцилиндр, смешиваются с жидкостью, имеющейся в нём, и накапливаясь, приводят агрегат к поломке. Защитные кольца предназначены для защиты уплотнительных узлов штоков гидроцилиндров от попадания в них из окружающей атмосферы пыли, влаги, дорожной грязи и других загрязнителей.

Эффективная грязезащита особенно важна для современных уплотнителей штоков гидроцилиндров. Они состоят из уплотнителей, высокая герметичность которых основана на натяжении масляной пленки, проникшей через них при ходе штока наружу из гидроцилиндров, назад в штоковую полость при его обратном ходе. Поэтому они активно затягивают внутрь гидроцилиндров загрязнения, имеющиеся на поверхности штока, что не только ускоряет износ уплотнителей, но и ведет к отказу всего гидропривода из-за засорения клапанов и гидрораспределителей [2-3].

Проникновение воды за резиновое защитное кольцо также весьма нежелательно, т.к. при ее замерзании возможен отжим и повреждение резиновых и полиуретановых уплотнителей.

В зависимости от места работы гидроцилиндров можно разделить условия загрязненности окружающей среды на легкие – цеховая пыль; средние – дорожная пыль и грязь, влага и иней; тяжелые – внедорожная грязь, песок и щебень, смерзшиеся на поверхности штока, ледяная корка при гололеде.

Из вышесказанного следует, что различные загрязнения, попадая в гидроцилиндр, смешиваются с жидкостью, которая находится в нем. При этом, жидкость в гидроцилиндре теряет однородность, что влияет на работоспособность штока. Если проанализировать свойства жидкости [4-5], то такие свойства как динамическая и кинематическая вязкости, текучесть и упругость жидкости изменятся при попадании в неё различных загрязнений. Тогда изменятся соответствующие физические свойства жидкости, такие, как плотность, сжимаемость, тепловое расширение и т.д. В зависимости от этих свойств меняются давление и температура в гидроцилиндре. По этой причине исследуем некоторые свойства жидкости и их влияние на систему гидроцилиндра. При этом, приведём сравнительный анализ состояния жидкости с использованием защитного кольца и без него.

Если грязь попадает в гидроцилиндр, то в первую очередь это влияет на вязкость жидкости, что приводит к перепаду давления и/или температуры в гидроцилиндре [2-3].

Такое свойство как вязкость жидкости, по определению ряда работ [4-5], оказывает сопротивление сдвигу или относительному смещению слоёв. Сила сопротивления сдвигу называется силой внутреннего трения.

Расположим центр оси штока по оси O_x . Тогда сила сопротивления жидкости в цилиндре [5] будет иметь вид:

$$F = \pm \mu S \frac{du}{dx}, \quad (1)$$

где μ – вязкость;

S – площадь поперечного сечения;

$\frac{du}{dx}$ – скорость течения жидкости.

Давление жидкости в гидроцилиндре выражается формулой [5]:

$$p = \frac{F}{S} \text{ (или } F = pS). \quad (2)$$

Из формул (1) и (2) получим:

$$pS = \pm \mu S \frac{du}{dx}. \quad (3)$$

Откуда

$$p = \pm \mu \frac{du}{dx}. \quad (3)$$

Из равенства (3) определим вязкость жидкости:

$$\mu = \frac{p}{\frac{du}{dx}}. \quad (4)$$

Текущесть жидкости является обратным свойством вязкости. Обозначив её через σ_T , получим:

$$\sigma_T = \frac{1}{\mu} = \frac{dx}{p} \quad (5)$$

Определённые выше параметры жидкости, такие как давление, вязкость и текущесть, могут принимать некоторые значения из определённого интервала, заданного эксплуатационным техническим регламентом.

Мотивируя это обстоятельство, их можно рассмотреть как интервальные величины и решить поставленную задачу интервальными методами.

В результате, получаем множество решений в интервальном варианте, которое гарантированно содержит вещественное (точечное) решение.

Полученное множество решений в виде интервала даёт возможность выбора и/или оценки значений параметров жидкости.

Интервальные параметры согласно данным из литературных источников [6], вводим в следующем виде:

$$p = [\underline{p}, \bar{p}]$$

где \underline{p} , \bar{p} означают нижнюю и верхнюю границу интервала p соответственно. Точно также определим:

$$\mu = [\underline{\mu}, \bar{\mu}] \text{ и } \sigma = [\underline{\sigma}, \bar{\sigma}]$$

Предполагается, что

$$p \in p = [\underline{p}, \bar{p}], \mu \in \mu = [\underline{\mu}, \bar{\mu}] \text{ и } \sigma \in \sigma = [\underline{\sigma}, \bar{\sigma}]$$

Это означает принадлежность искомым параметрам в соответствующие интервалы.

В силу сделанных предположений и ввода интервальных величин, определённые по формулам (3-5) выражения для давления, вязкости и текущесть примут следующий вид:

– давление жидкости:

$$p = \pm \mu v \quad (6)$$

здесь для краткости обозначено:

$$v = \frac{du}{dx};$$

– вязкость жидкости:

$$\mu = \frac{p}{v}; \quad (7)$$

– текущесть жидкости:

$$\sigma_T = \frac{1}{\mu} = \frac{v}{p}. \quad (8)$$

Полученные результаты, как зависимые величины давления, вязкости и текущесть изобразим графически. Графики зависимости являются прямыми линиями согласно уравнению (6). В изображениях используются обозначения $\rho \mu \delta$, и, как некоторые начальные величины, определяемые техническим регламентом. Графическое изображение зависимости изменения давления от времени эксплуатации показано на рис. 1.

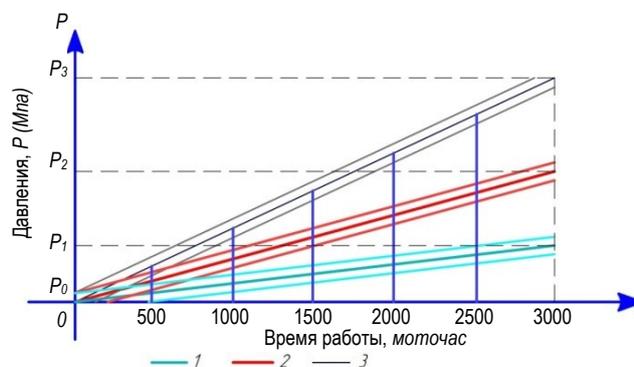


Рис. 1. Зависимость изменения давления от времени эксплуатации:
1 – давление на жидкость в номинале $\rho_n = [37.8, 38.2]$ МПа; 2 – давление на жидкость с уплотнителем $\rho_1 = [45.88, 46.12]$ МПа; 3 – давление на жидкость без уплотнителя $\rho_2 = [56.14, 56.18]$ МПа

Дальнейшие вычисления будем проводить с учётом полученных данных для давления на жидкость, применяя методы интервальной арифметики, согласно.

Вязкость жидкости в случае с уплотнителем:

$$\mu_1 = \frac{p \cdot G_1}{v} = \frac{[45.88, 46.12] \text{ МПа} \cdot 108,72 \text{ м}^2/\text{кг}}{0,53 \text{ м/с}} = [9.41, 9.46] \text{ МПа} \cdot \frac{\text{с}}{\text{М}}$$

в случае без уплотнителя:

$$\mu_2 = \frac{p \cdot G_2}{v} = \frac{[56.14, 56.18] \text{ МПа} \cdot 247,356 \text{ м}^2/\text{кг}}{0,53 \text{ м/с}} = [26.2, 26.22] \text{ МПа} \cdot \frac{\text{с}}{\text{М}}$$

В итоге получим следующие результаты для вязкости:

- 1) вязкость жидкости в номинале: $\mu_n = [7.15, 7.19]$ МПа·с/м;
- 2) вязкость жидкости с уплотнителем: $\mu_1 = [9.41, 9.46]$ МПа·с/м;
- 3) вязкость жидкости без уплотнителя: $\mu_2 = [26.2, 26.22]$ МПа·с/м.

Графическое изображение вязкости жидкости различного значения показано на рис. 2.

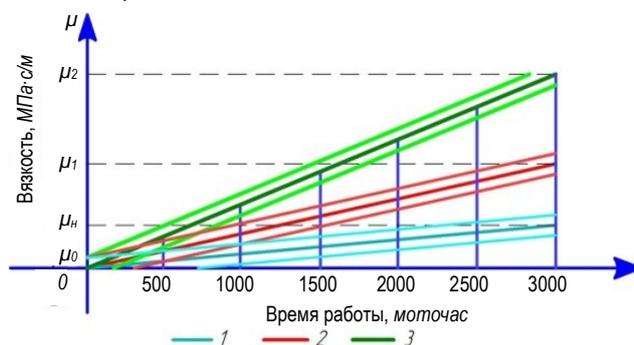


Рис. 2. Зависимость вязкости гидравлического масла от продолжительности эксплуатации:
 μ_0 – начальная вязкость; μ_n – номинал; μ_1 – вязкость жидкости с уплотнителем; μ_2 – вязкость жидкости без уплотнителя

Известно, что текущесть жидкости, обратная величина к жидкости, определяется по формуле $\sigma = 1/\mu$. Вычислим значения текущесть в соответствии с полученными результатами для вязкости:

– текучесть в номинале:

$$\sigma_n = \frac{1}{\mu} = \frac{1}{[7.15, 7.19] \text{ МПа} \cdot \text{с} / \text{м}} = [0.13, 0.14] \text{ м} / (\text{МПа} \cdot \text{с}),$$

– в случае с уплотнителем:

$$\sigma_1 = \frac{1}{\mu_1} = \frac{1}{[9.41, 9.46] \text{ МПа} \cdot \text{с} / \text{м}} = [0.105, 0.106] \text{ м} / (\text{МПа} \cdot \text{с}),$$

– в случае без уплотнителя:

$$\sigma_2 = \frac{1}{\mu_2} = \frac{1}{[26.2, 26.22] \text{ МПа} \cdot \text{с} / \text{м}} = [0.038, 0.04] \text{ м} / (\text{МПа} \cdot \text{с}),$$

Тогда итоговый результат имеет следующий вид:

1) $\sigma_n = [0.13, 0.14] \text{ м} / (\text{МПа} \cdot \text{с})$ – текучесть в номинале;

2) $\sigma_1 = [0.105, 0.106] \text{ м} / (\text{МПа} \cdot \text{с})$ – текучесть с уплотнителем;

3) $\sigma_2 = [0.038, 0.04] \text{ м} / (\text{МПа} \cdot \text{с})$ – текучесть без уплотнителя.

Графическое изображение текучести жидкости различного значения продемонстрировано на рис. 3.

Инженеры используют численное решение, а не интервальное, которое получено в результате проведённых интервальных арифметических операций.

В этом случае поступают следующим образом: за решение берут среднеарифметическое границ полученных интервальных решений. Из проведённых анализов получим следующий вывод:

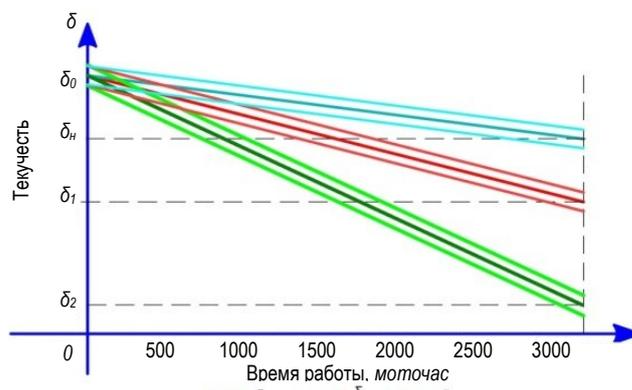


Рис. 3. Зависимость изменения текучести от продолжительности эксплуатации: σ_0 – начальная текучесть; σ_n – текучесть в номинале; σ_1 – текучесть с уплотнителем; σ_2 – текучесть без уплотнителя

Преимущество полученного множества решений в том, что это решение, во-первых, гарантированно содержит численное решение, во-вторых, даёт возможность выявить границы колебания ожидаемого решения. При проведении интервальных арифметических операций над интервалами учитываются все возможные погрешности, возникающие при вычислении значения определяемых параметров.

Библиографический список:

1. Абдуазизов Н.А., Худайбердиев О. Ж., Норов Г.М., Карабекян С. Х. Математический расчёт и сравнительный анализ свойств жидкости гидроцилиндра при использовании уплотнителя. Горный вестник Узбекистана – Навои, 2022. – № 4 (91). – С. 87-90.
2. Абдуазизов Н.А., Нормуминов Н.Н., Кудосhev Р.Т. Анализ влияния температуры и вязкости рабочей жидкости на надежность работы карьерного оборудования // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2014. – № 2. – С. 78-83.
3. Абдуазизов Н.А., Тoшов Ж.Б., Анализ влияния температуры рабочей жидкости на работоспособность гидравлических экскаваторов // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2019. – № 3. – С. 89-92.
4. Коваль П.В. Гидравлика и гидропривод горных машин: Учебник для вузов по специальности «Горные машины и комплексы». – Москва: «Машиностроение», 1979. – 319 с.
5. Башта Т.М. Машиностроительная гидравлика. – Москва: «Машиностроение», 1971. – 138 с.
6. Шарый С.П. Конечномерный интервальный анализ. – Новосибирск: XYZ, 2019. – 629 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2023, № 2 (93) pp. 68-70

MATHEMATICAL CALCULATION AND COMPARATIVE ANALYSIS OF LIQUID DYNAMICS IN A HYDROCYLINDER IN THE INTERVAL VARIANT

Khudayberdiev O.J., Associate Professor at the Department of Higher Mathematics and Information Technologies, PhD.

Rakhmatov S.Kh., Associate Professor at the Department of Higher Mathematics and Information Technologies, PhD.

Karabekyan S.H., Assistant at the Department of Higher Mathematics and Information Technologies.

Navoi State University of Mining and Technologies. Navoi, Uzbekistan.

In this article the interval variant of a problem of definition of value of parameters of properties of a liquid in the hydraulic cylinder such as pressure, viscosity and fluidity is considered. Dynamic interactions of interval parameters depending on impurities getting into a hydraulic cylinder, with and without a sealer, are determined. The set problem is solved by interval methods and calculations and the comparative analysis for corresponding characteristics of a liquid are carried out, results are shown in a graphic form.

Keywords: interval, interval arithmetic, interval parameters, pollution, sealer, pressure, viscosity, fluidity, hydraulic cylinder rod, fluid velocity, differential equation, viscous stress.

Bibliographic list:

1. Abduazizov N.A., Khudayberdiev O.J., Norov G.M., Karabekyan S.H. Mathematical calculation and comparative analysis of the hydraulic cylinder liquid properties using a seal // Gorniy vestnik Uzbekistana. – Navoi, 2022, № 4 (91), pp. 87-90.
2. Abduazizov N.A., Normuminov N.N., Kuldoshev R.T. Analysis of the influence of temperature and viscosity of the working fluid on the reliability of the operation of quarry equipment // Gorniy vestnik Uzbekistana. – Navoi, 2014, № 2, pp. 78-83.
3. Abduazizov N.A., Toshov Zh.B., Analysis of the influence of the temperature of the working fluid on the performance of hydraulic excavators // Gorniy vestnik Uzbekistana. – Navoi, 2019, № 3, pp. 89-92 p.
4. Koval P.V. Hydraulics and hydraulic drive of mining machines: A textbook for universities in the specialty «Mining machines complexes and». – Moscow: Mashinostroenie, 1979. – 319 p.
5. Bashta T.M. Mechanical engineering hydraulics. – Moscow: Mashinostroenie, 1971. – 138 p.
6. Shary S.P. Finite-dimensional interval analysis. – Novosibirsk: XYZ, 2019. – 629 p.

CHIMQO'RG'ON MA'DAN UCHASTKASINING UCH O'LCHAMLI GEOFIZIK MODELI



Shukurov Z.F.,
O'zbekiston Respublikasi Fanlar akademiyasi
Seysmologiya instituti katta ilmiy xodimi,
PhD



Turg'unaliyev M.H.,
O'zbekiston Milliy universiteti
Geofizikaviy tadqiqot usullari kafedrasini
magistranti



Muhammadqulov N.M.,
O'zbekiston Milliy universiteti
Geofizikaviy tadqiqot usullari kafedrasini
magistranti

Maqolada Chimqo'rg'on ma'danli uchastkasida cho'kindi tog' jinslari ostida yotuvchi temirga istiqbolli ma'danli maydonlarni qidirish va razvedka qilishda uch o'lchamli (3D) modellashtirish orqali ma'dan tanalarining zaxiralarini hisoblab topish mumkinligi va bu orqali geologik qidiruv bosqichini samarali tashkil etish bo'yicha takliflar keltirilgan. Temirga boy bo'lgan Chimqo'rg'on ma'danli maydonining uch o'lchamli geofizik modeli yaratilgan.

Tayanch iboralar: paleozoy, silur, devon, ma'dan tanasi, magnit maydon, magnit qabul qiluvchanlik, magnetometr, magnit qidiruv, variatsiya, anomaliya, 3D model, Geosoft Oasis Montaj, VOXI, konsentratsiya, zaxira.

В статье показана возможность расчёта запасов рудных тел путём трехмерного (3D) моделирования при поиске и разведке перспективных рудных месторождений на железо, залегающее под осадочными породами на рудном участке Чимкурган, и за счёт этого эффективно организовать этап геологоразведки. Была создана трехмерная геофизическая модель Чимкурганского рудного поля, богатого железом.

Ключевые слова: палеозой, силур, девон, рудное тело, магнитное поле, магнитная восприимчивость, магнитометр, магниторазведка, вариация, аномалия, 3D модель, Geosoft Oasis Montaj, VOXI, концентрация, запас.

Bugungi kunda magnit qidiruv usuli rudali foydali qazilma konlarini iqtisodiy ta'minotga mos kelishini tadqiq etish geologik-geofizik qidirish va razvedka qilishda keng qo'llanilmoqda. Ma'dan tarkibida tadqiqotlarning asosiy vazifalaridan biri hisoblanadi. Yer usti geofizika mavjud bo'lgan metall birikmalarning konsentratsiyasi sanoat miqyosida tadqiqotlarida magnit qidiruv usulining detal darajada qo'llanilishi kon zaxiralarini optimal qidirishda hamda qazib olishga mo'ljallangan ma'danli maydonlarni ajratish va uch o'lchamli (3D) modellarini



1-rasm. Tadqiqot maydonining tavsifiy xaritasi

1-jadval
Ayrim tog' jinslari va minerallarning magnit qabul qiluvchanligi

№	Mineral nomi	Magnit qabul qiluvchanligi (SI tizimida)
1.	Kalsit (CaCO ₃)	13,6 · 10 ⁻⁶
2.	Kvars (SiO ₂)	16,4 · 10 ⁻⁶
3.	Biotit K (Mg, Fe ²⁺ , Mn) ₃ [(OH, F) ₂ (Al, Fe ³⁺) × Si ₃ O ₁₀]	0,5 ÷ 1,15 · 10 ⁻³
4.	Pirit (FeS ₂)	1,5 · 10 ⁻³
5.	Pirrotrin (FenSn+1)	0,17 ÷ 3,2 · 10 ⁻³
6.	Gematit (Fe ₂ O ₃)	5 ÷ 40 · 10 ⁻³
7.	Magnetit (Fe ₃ O ₄ - FeO · Fe ₂ O ₃)	2 ÷ 3

tasvirlash imkonini bermoqda. Jizzax viloyatining Forish va Zafarobod tumanlarining chegara hududiga to'g'ri keluvchi Chimqo'rg'on ma'dani maydoni 3D modellashtirildi.

Chimqo'rg'on ma'dani maydonida ko'plab geofizik tadqiqotlar, xususan, yuqori aniqlikdagi magnit qidiruv usuli keng miqyosda o'tkazilgan. Magnit maydonning 3D model xaritalari chuqurlik bo'yicha temir rudasining geologik-geometrik parametrlarini yaqqol namoyon etadi. Tadqiqot doirasida 3D xaritalarni modellashtirishda "Geosoft Oasis Montaj" dasturi qo'llaniladi.

Mavzuga oid adabiyotlar sharhi (Literature review). 1957-1962 yillarda geologik tadqiqotlar Shimoliy Nurota, Pitalitov, Xonbanditov etaklarida 1:25000, 1:50000 masshtablarda amalga oshirilgan. Mana shu yillar oralig'ida paleontologlar hududning cho'kindi jinslarini o'rganish bo'yicha ko'p ishlarni amalga oshirganlar.

Yuqori paleozoy davrini M.N. Solovyeva, quyi paleozoy davrini O.N. Xaletska, silur davrini Z.D. Chexovichlar o'rganishgan. 1957 yildan hozirgacha olib borilgan paleontologik ishlar natijasida mintaqaning stratigrafik bo'linish sxemasi aniqlangan. Rayonning intruziv va vulqonogen jinslarini o'rganish ishlari ko'plab tadqiqotchilar tomonidan olib borilgan: X.M. Abdullayev, Y.S. Visnevskiy, P.D. Kupchenko, I.M. Isamuxamedov, I.X. Xamraboyev, N.A. Losev, V.V. Baranov, N.K. Lazarev, G.N. Nabiyev, Z.A. Yudalevich, I.V. Mushkin, E.P. Izox, T.N.

Dolimov, V.A. Arapov, A.A. Kustarnikova, L.V. Shpotova, O.I. Kim, V.V. Mixaylov va boshqalar.

Nurota tog'larini geologik tuzulishini o'rgangan olimlar: V.S. Burtman, S.S. Shuls, G.S. Porshnyakova, G.S. Biske, R.N. Abdullayev, A.YE. Dovjikova, A.A. Aripov, M.A. Axmedjanov, O.M. Borisov, K.K. Pyatkova va boshqalar.

Yuqori aniqlikdagi magnitometrik dala tadqiqot ishlari O'z FA Seysmologiya instituti olimlari tomonidan 2017-2018 yillarda (I-FA-2017-8-1 «Chimkurgan temir ma'dani hududida magnitorazvedkani qidiruv-razvedka ishlarini optimallashtirish uchun takliflarni ishlab chiqish uchun qo'llash» innovatsion loyiha doirasida o'tkazilgan (1-rasm) [1].

Tadqiqot metodologiyasi (Research Methodology). Minerallarning magnit xususiyatini o'lchashda yer magnit maydonining o'zgarishi va tabiiy fondagi yirik strukturalarning magnit maydonlariga qarab taqabalanadi. Ma'lumki, tog' jinslari magnit xususiyatiga kura 3 turga bo'linadi:

1. Ferramagnit (magnetit, gematit va b.).
2. Paramagnit (ko'pchilik minerallar, cho'kindi, metamorfik va magmatik tog' jinslari kiradi).
3. Diomagnit (kvars, tosh tuzi, marmar, neft, muz, grafit, oltin, kumush, qo'rg'oshin, mis va b.).

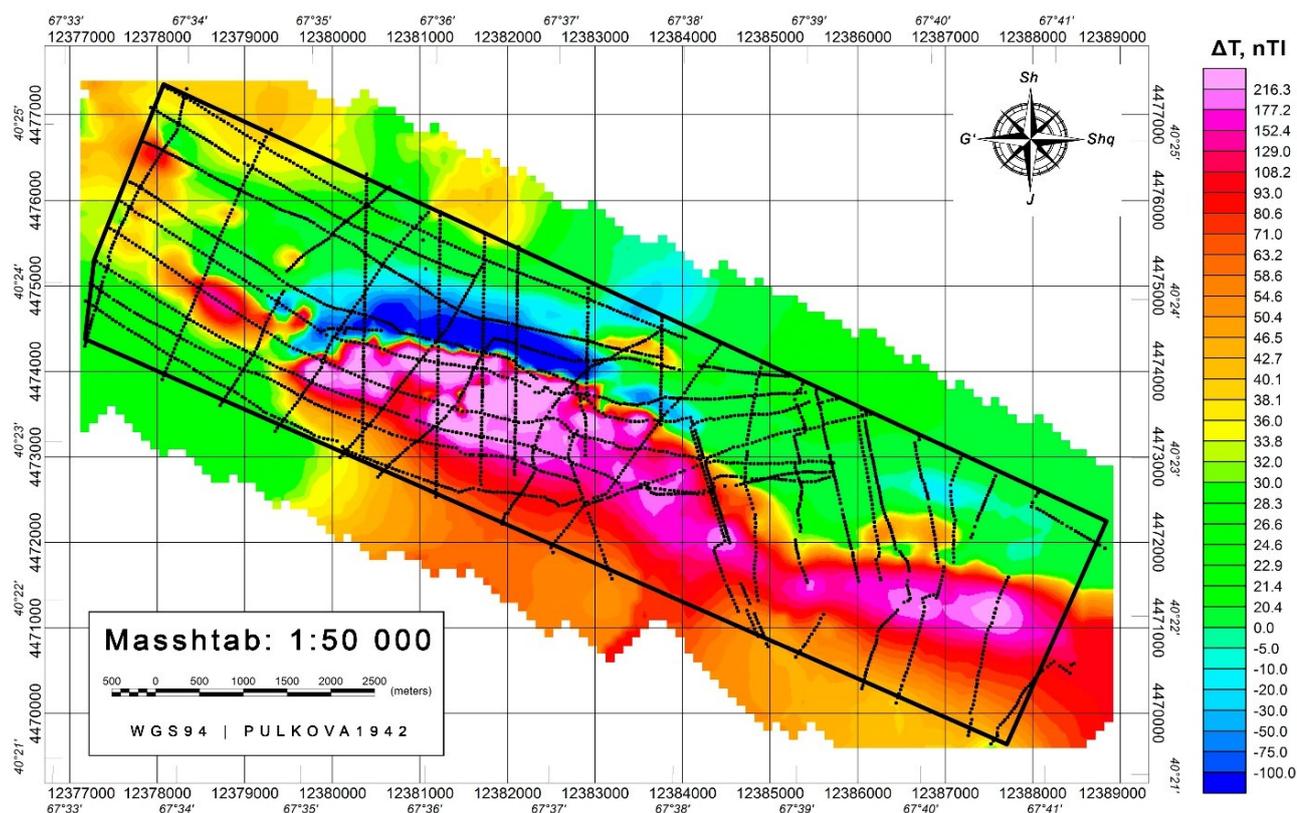
Bundan kelib chiqadiki barcha minerallar ham alohida magnit xossalari ega (1-jadval).

Dala magnit qidiruv tadqiqotlarini o'tkazishda yuqori aniqlikdagi protonli magnitometrlardan foydalaniladi. Bunda tayanch nuqtada Rossiyada ishlab chiqarilgan MV-01 ruzumli magnitometrdan, dala tadqiqotlarida esa AQShda ishlab chiqarilgan Geometrics-G-856AX magnitometr va qo'l GPS qurilmasidan foydalanilgan. Ushbu magnitometrlar zamonaviy, raqamli magnitometrlar sinfiga kiradi va o'lchash aniqligi 0,1 nT tashkil etadi.

Kameralka sharoitida MV-01, Geometrics G-856AX magnitometrlari va qo'l GPS qurilmasi yordamida qayd qilib borilgan ma'lumotlar umumlashtirildi. Bunda GPS qurilma vaqti bo'yicha tekshirish, solishtirish va tizimlashtirish ishlari olib borildi. Har bir o'lchov nuqtasi uchun mobil va statsionar magnitometrlarning geomagnit maydon

✓ DO:0	Uzoqlik	Kenglik	T1	To	dT	No	Time	Balandlik	X metr	Y metr
0.0	67.64760	40.39144	52641.1	52614.5	26.6	1065	35543	291.3	12385247.15	4473948.78
1.0	67.64715	40.39140	52641.2	52610.5	30.7	1066	35616	288.9	12385208.88	4473944.92
2.0	67.64672	40.39140	52640.1	52610.5	29.6	1067	35650	288.3	12385172.37	4473945.48
3.0	67.64624	40.39142	52638.4	52610.5	27.9	1068	35728	288.4	12385131.64	4473948.32
4.0	67.64581	40.39143	52636.7	52609.0	27.7	1069	35803	289.1	12385095.15	4473949.99
5.0	67.64536	40.39146	52635.7	52609.0	26.7	1070	35837	288.8	12385056.99	4473953.91
6.0	67.64496	40.39147	52635.2	52609.0	26.2	1071	35914	288.2	12385023.05	4473955.54
7.0	67.64456	40.39150	52632.6	52609.0	23.6	1072	35953	288.6	12384989.14	4473959.39
8.0	67.64418	40.39151	52631.6	52608.7	22.9	1073	40029	286.1	12384956.89	4473961.00
9.0	67.64377	40.39153	52629.9	52608.7	21.2	1074	40107	285.2	12384922.11	4473963.75
10.0	67.64330	40.39156	52630.3	52608.7	21.6	1075	40142	286.7	12384882.25	4473967.70
11.0	67.64274	40.39156	52627.7	52610.1	17.6	1076	40234	286.5	12384834.71	4473968.43
12.0	67.64227	40.39163	52627.1	52610.1	17.0	1077	40324	288.2	12384794.92	4473976.81
13.0	67.64178	40.39167	52628.4	52608.4	20.0	1078	40406	289.5	12384753.38	4473981.89
14.0	67.64132	40.39169	52626.7	52608.4	18.3	1079	40447	287.5	12384714.36	4473984.71
15.0	67.64087	40.39173	52625.7	52608.4	17.3	1080	40523	288.1	12384676.22	4473989.74
16.0	67.64039	40.39177	52624.7	52608.5	16.2	1081	40605	289.3	12384635.53	4473994.81
17.0	67.63989	40.39181	52624.8	52608.5	16.3	1082	40646	289.4	12384593.15	4473999.91
18.0	67.63939	40.39187	52625.1	52608.5	16.6	1083	40730	289.7	12384550.80	4474007.22
19.0	67.63903	40.39190	52628.3	52607.4	20.9	1084	40804	290.5	12384520.28	4474011.02
20.0	67.63835	40.39200	52631.5	52607.4	24.1	1085	40914	291.0	12384462.72	4474023.02
21.0	67.63794	40.39207	52632.2	52609.5	22.7	1086	41001	289.0	12384428.02	4474031.33
22.0	67.63752	40.39214	52633.4	52609.5	23.9	1087	41038	288.4	12384392.48	4474039.65
23.0	67.63709	40.39221	52632.4	52609.5	22.9	1088	41112	288.9	12384356.09	4474047.99
24.0	67.63651	40.39224	52632.5	52609.5	23.0	1089	41156	287.7	12384306.90	4474052.08
25.0	67.63603	40.39225	52632.9	52609.7	23.2	1090	41233	288.3	12384266.16	4474053.82
26.0	67.63556	40.39230	52633.3	52609.7	23.6	1091	41310	287.0	12384226.34	4474059.98
27.0	67.63516	40.39235	52633.2	52609.7	23.5	1092	41344	287.9	12384192.46	4474066.06

2-rasm. Umumlashtirilgan va qayta ishlangan geoma'lumotlar bazasi



3-rasm. Chimqo'rg'on ma'danli maydonining magnit maydon xaritasi

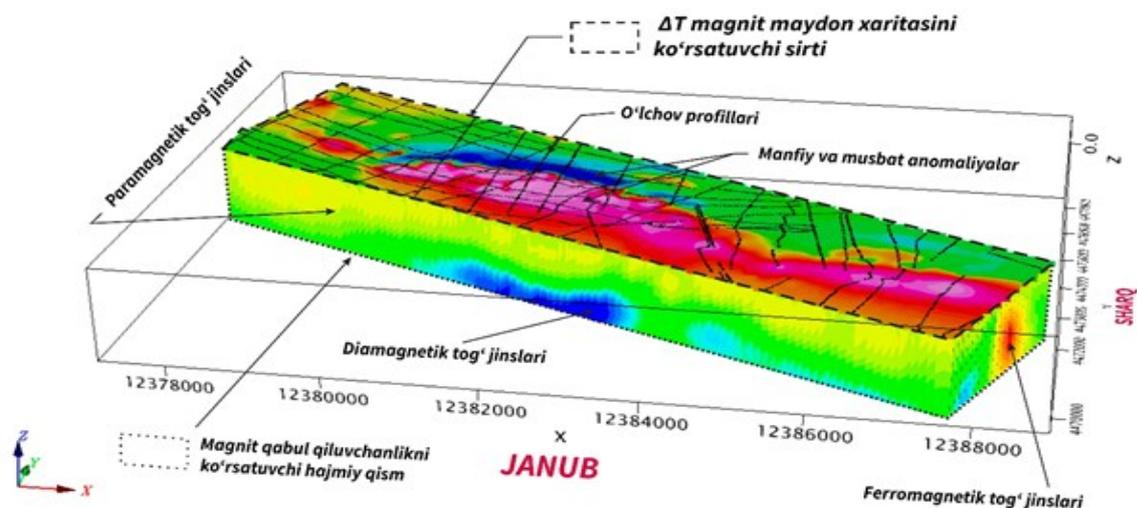
ko'rsatkichlarining farqi – ΔT hisoblab topiladi. O'lchov o'tkazilgan nuqtalar kenglik va uzoqlik bo'yicha WGS84 geografik koordinatalar tizimida "Geosoft Oasis Montaj" dasturining yagona geoma'lumotlar bazasiga jamlandi (2-rasm).

Geosoft Oasis Montaj dasturining interpolatsiyalash va xaritalash bo'limlari yordamida geoma'lumotlar bazasi asosida o'lchov profilari koordinatalari bo'yicha planga tushirildi. Natijada tadqiqot maydonning ΔT qiymatlarini aks ettiruvchi magnit maydon xaritasi tuzildi (3-rasm) Xaritada musbat va manfiy anomaliyalari hududlari yaxshiroq ajralishi va ma'lumotlarni talqin qilish oson bo'lishi uchun xaritaga tuzatmalar, filtrlar qo'llanildi [2].

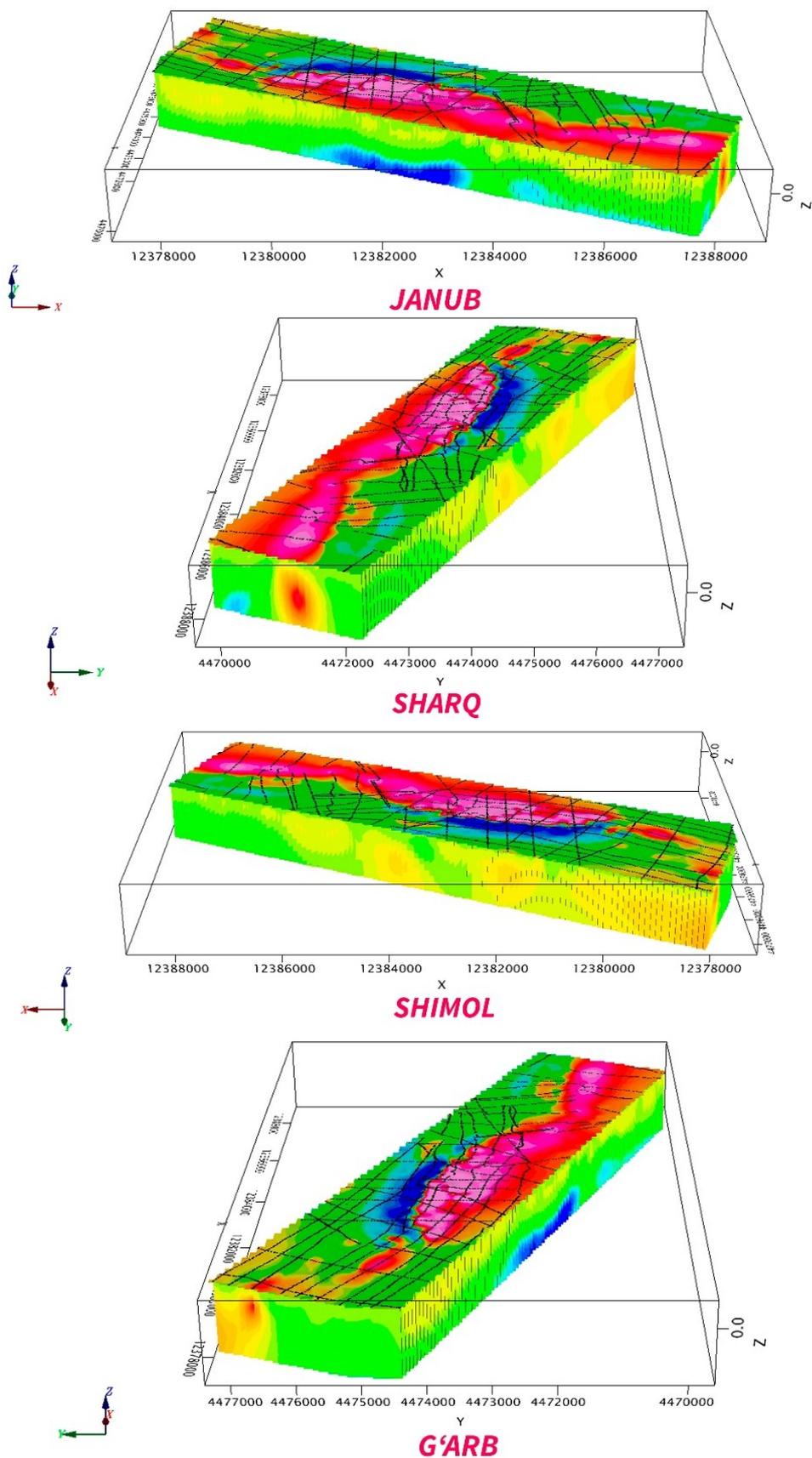
Geosoft Oasis Montaj dasturining "VOXI" – Yerni modellashtirish kengaytmasi yordamida geoma'lumotlar bazasidagi proyeksiyon koordinatalari bo'yicha ΔT va mutloq balandlik qiymatlari asosida magnit maydonning uch o'lchamli geofizik modeli yaratildi [3].

Ushbu model modelning yuqori qismidagi ΔT qiymatlarining plandagi ko'rinishini, pastki qismida esa magnit qabul qiluvchanlik (ϵ) qiymatlarining hajmiy ko'rinishi vizuallashtiradi (Geosoft Oasis Montaj, VOXI Earth Modelling Extension - <https://www.seequent.com/products-solutions>).

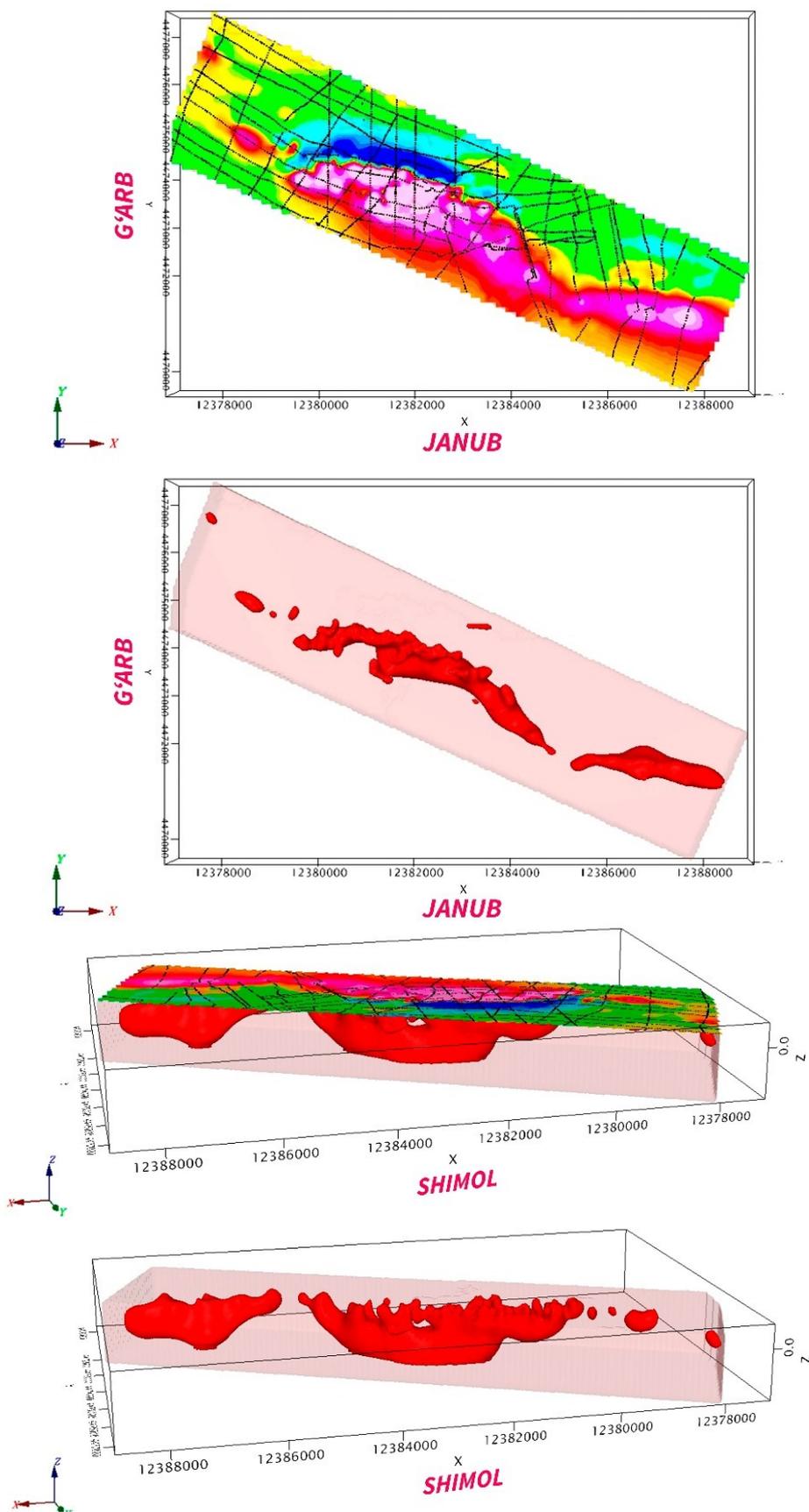
Tahlil va natijalar (Analysis and results). Olingan natijalarning tahlili asosida hududdagi magnit maydonning o'rtacha qiymati 40-50 nT ni



4-rasm. Chimqo'rg'on ma'danli maydonining 3D magnit maydon modeli



5-rasm. Tadqiqot hududining uch o'lchamli geofizik modeli



6-rasm. Uch o'lchamli modelda ma'dan tanasini kesib o'tgan magnet maydonning izoanomal kesimi

tashkil etadi. Ajratilgan anomal geomagnit maydonlar musbat va manfiy qiymatlarga ega. Chimqo'rg'on hududida aniqlangan minimal magnit maydon qiymati -752 nTl ni, maksimal qiymati esa 1567 nTl ni tashkil etadi [1]. Yuqoridagi 3-rasmga asosan anomal geomagnit maydonning g'arb-sharq yo'nalishi bo'yicha uzunligi 10-12 kilometr, shimol-janub bo'yicha umumiy kengligi 3-4 kilometrni tashkil etdi. Eng yuqori anomal magnit maydon qiymati Pistalitov tog'ining janubida, tog'ning suv ayirg'ichidan 2-2,5 kilometr uzoqlikda joylashgan. Anomal qiymatga ega bo'lgan hududning sharqiy chegarasi Chimqo'rg'on qishlog'ining janubi-g'arb chekkasigacha davom etgan (4-rasm).

Geofizik modeldagi magnit qabul qiluvchanlik musbat va manfiy qiymatlarga ega, o'rtacha qiymati 0 (SI tizimida). Eng minimal qiymati 74-10-3, eng maksimal qiymati esa 208-10-3 ga teng. Geofizik modelning turli tomonlardan ko'rinishi 5-rasmga ko'rsatilgan.

Geofizik modelning xajmiy qismidagi ko'k rang diamagnetik ($\chi < 0$) tog' jinslarini, yashil va sariq rangdagilar paramagnetik ($\chi \geq 0$) tog' jinslarini, qizil va pushti ranglar esa ferromagnetik ($\chi \gg 0$) tog' jinslarini ifodalaydi.

Yuqorida keltirilgan geofizik modelda magnit qabul qiluvchanligi 5-10-3 (SI birliklar tizimida) bo'lgan izosirtlarni ajratgan holda ma'dan tanasining tahmini ko'rinishi hosil qilingan.

Xulosa va takliflar (Conclusion/Recommendations). Chimqo'rg'on ma'danli maydonida ruda tanasini uch o'lchamli modellashtirish ishlari sinovdan o'tkazildi. Ushbu tadqiqotda magnit maydon xaritalari ma'dan tanasining shakli va yotish holati haqidagi tasavvurlarni uch o'lchamli makonda ko'rish imkoniyatini berdi. 3D xaritaga asosan Chimqo'rg'on ma'danli maydonida yer yoriqlari zonasi atrofida hamda ko'tarilmali tuzilmalar bo'ylab temirga istiqbolli bir qancha ma'dan tanalari kuzatildi. Ma'dan tanalarining hosil bo'lish jarayonida tektonik jarayonlar katta rol o'ynagan. Ma'dan tanasining qatlamlarga nisbatan keskin nomuvofiqliklarga uchrashi hamda shakl jihatidan murakkabligi boshqa geofizik usullarni kompleks o'tkazishda ko'plab jihatlarga e'tibor berishni talab qiladi.

Olib borilgan tadqiqot natijalari kelajakda ma'dan konlarini zaxiralari hisoblab topishda istiqbolli uslub sifatida geologiya-qidiruv sohasini takomillashtirishga tadbiq etish uchun taklif etiladi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Maksudov S.X., Yadigarov E.M., Yusupov V.R., Shukurov Z.F. Chimqo'rg'on koni hududida magnit qidiruv natijalari // Geologiya i mineral'nyye resursy. — Toshkent: «IMR» DK, 2019. — № 4. 50-52 betlar.
2. Qo'llanilgan dasturlar: Geosoft Oasis Montaj, VOXI Earth Modelling Extension. <https://www.seequent.com/products-solutions>.
3. Hunt C.P., Moskowitz B.M. and Banerjee S.K. Magnetic Properties of Rocks and Minerals. Rock Physics & Phase Relations: A Handbook of Physical Constants. Vol. 3. American Geophysical Union, Washington DC, 1995. pp. 189-204.

HT-250-01; HT-250 M

УНИВЕРСАЛЬНЫЙ ТОКАРНЫЙ СТАНОК



NMZ
Вдохни жизнь в металл

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССОВ ПОЛУЧЕНИЯ ГЛИНОЗЕМА И ОПРЕДЕЛЕНИЯ ПРИМЕСЕЙ ИЗ ОГАРКА КАОЛИНА



Санакулов К.,
генеральный директор –
председатель правления
АО «НГМК», д.т.н., профессор



Таджибаев Д.Ю.,
начальник службы
ИЯФ АН РУз.



Санакулов У.К.,
главный инженер
ООО «KAOLIN PLUS», PhD

Ishda Angren kaolinining mineralogik tarkibi va fizik-kimyoviy xususiyatlari, qazib olish texnologiyasi, boyitish, kuydirish, tanlab eritish, cho'ktirish, glinezomni va alyuminiy mahsulotlarini olish bo'yicha qayta ishlash eksperimental tajribalar va tahlillar natijalari keltirilgan. Angren konining kaolinidan alyuminiy ajratib olish kuydirish so'ngra sulfat kislotaga bilan tanlab eritish va ammiakli suv bilan cho'ktirish orqali eritish mumkinligi aniqlandi. Alyuminiy ajratib olish 93,7% ni tashkil qiladi.

Tayanch iboralar: mineral tarkibi, kaolin, Angren koni, kaolinning xususiyatlari, glinezom, alyuminiy, NYE, sulfat kislotaga.

В работе приведены результаты данных экспериментальных опытов и анализов минералогического состава и физико-химические характеристики Ангренского каолина, технология добычи и переработки процессов обогащения, включающих обжиг, выщелачивание, осаждение и получение глинозема и алюминиевого продукта. Установлено, что извлечение глинозема из каолина месторождения «Ангрен» можно добиться посредством обжига, последующим сернокислотным выщелачиванием и осаждением аммиачной водой. Извлечение составляет 93,7% по алюминию.

Ключевые слова: минеральный состав, каолин, Ангренское месторождение, характеристика каолина, глинозем, алюминий, РЗЭ, серная кислота.

В последнее время сырьевая база алюминиевой, химической и фарфорофаянсовой промышленности значительно расширилась благодаря изучению других видов глиноземсодержащего сырья. К ним относятся нефелиновые сиениты, каолиновые глины, алузиты, ставролит слюдяных сланцев, низкосортные бокситы и другие, запасы которых огромны и имеют повсеместное распространение. Эти виды сырья, несмотря на низкое содержание глинозема, имеют в своем составе помимо алюминия и другие полезные компоненты [1]. Для промышленной переработки этих руд необходима разработка комплексной безотходной технологии. Получение алюминия и его солей из указанных алюминиевых руд требует принципиально новых технологических разработок, где одним из важных этапов процесса переработки являются разложение сырья и извлечение всех полезных компонентов. Перспективным видом сырья для этой технологии могут быть и месторождения Ангренского каолина Узбекистана.

Научно-технический прогресс в области обогащения полезных ископаемых предполагает освоение новейших технологических процессов и внедрение нового высокопроизводительного и более эффективного оборудования, позволяющего вовлекать в переработку ранее считавшееся нерентабельным бедное и труднообогатимое сырье и техногенные отходы производства.

В настоящее время масштабы перерабатываемых руд настолько велики, что даже небольшое улучшение технологических показателей приводит к существенному экономическому эффекту.

При этом Узбекистан может стать крупнейшим производителем глинозема и РЗЭ из каолинового сырья. Условием, обеспечивающим решение данной задачи, является внедрение в технологию добычи и переработки процессов обогащения, включающих обжиг, выщелачивание, осаждение и получение глинозема, и в дальнейшем, возможность получения алюминиевого продукта из месторож-

дений Ангренского каолина, который может стать одной из артерий экономики Республики Узбекистан.

Выбор каолина для дальнейшей переработки.

В Республике основным алюминийсодержащим сырьем является месторождение Ангренского каолина, которое по составу представляет собой разновидности белого каолина, серого и красного и имеющего в составе примеси кальция, магния, железа и титана.

Результаты сравнительного анализа каолинов приведены в табл. 1. Мы провели работу с белым каолином (рис. 1).

В диаграмме (рис. 2) представлен основной состав белого каолина.

Таблица 1
Сравнительный анализ содержания алюминия и других элементов в разновидностях минерала каолина, %

Разновидности минерала каолина	Al	Si	Fe	Ca	Ti
Белый каолин	8,0	35,0	2,0	0,7	0,3
Серый каолин	4,4	1,0	3,7	0,9	0,6
Красный каолин	4,1	20,0	4,1	4,9	0,3



Рис. 1. Исходный белый каолин

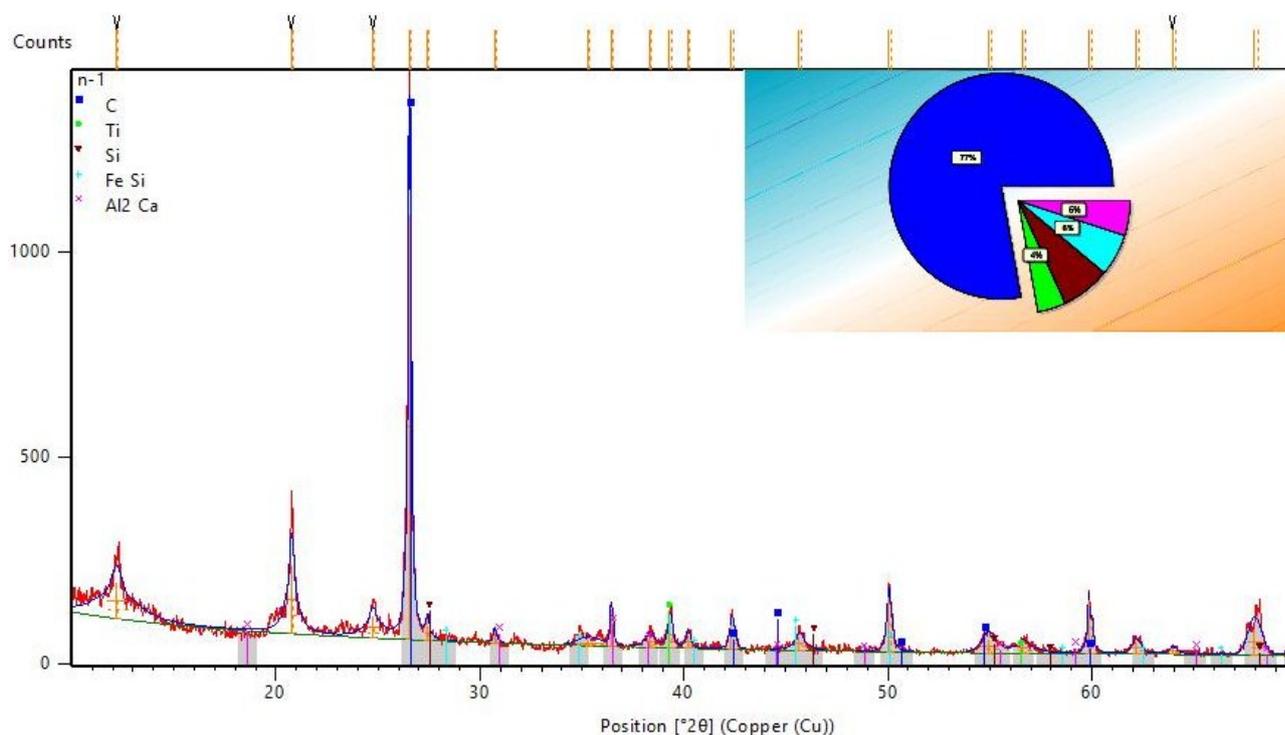


Рис. 2. Основной состав белого каолина, содержащий алюминий и другие элементы

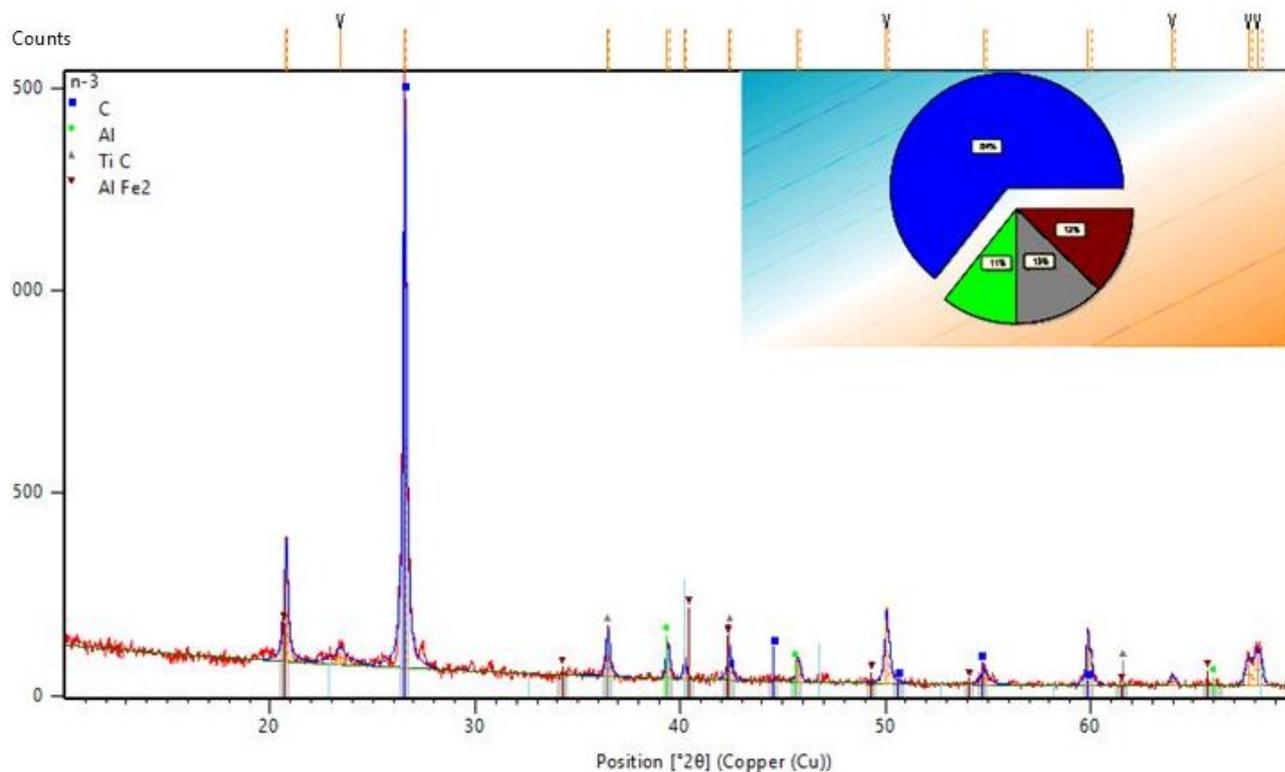


Рис. 3. Огарок после обжига белого каолина при температуре 650°C в течение 2 ч

В исследованиях был принят способ выщелачивания серной кислотой в качестве более перспективного способа.

Учитывая химические свойства серной кислоты, как водотнимающего реагента, проведены эксперименты по выщелачиванию каолина с обжигом и без обжига. Для выщелачивания алюминия из каолина требуется предварительная термическая

обработка, после чего каолинит переходит в аморфную структуру, из которой возможно растворение алюминия кислотным методом.

Проведенные рентгеноструктурные анализы обожжённых проб каолина от 400°C до 800°C показали, что при 650°C каолин приобретает аморфную структуру (рис. 3).

Выщелачивание белого каолина с серной кислотой без обжига.

Навеску исходного белого каолина массой $m = 100$ г смешивали с H_2SO_4 ($\rho = 1,84$; $V = 30$ мл; $m = 55,2$ г), при этом образуется густая масса в виде теста. Полученную однородную тестообразную массу оставляли на 72 ч затем разбавили водой объемом 200 мл и нагрели до вспенивания (время нагрева после вспенивания 20 минут), после этого объем довели до 1 л горячей водой и в горячем виде (при 80°C) провели фильтрацию. При этом извлечение алюминия в раствор составило 85%.

Исследование состава огарка каолина.

Состав образцов огарков каолина, которые служили в качестве исходного материала, определяли полуколичественным

спектральным и нейтронно-активационным анализом. По результатам полуколичественного спектрального анализа (табл. 3) в составе проб преобладают оксиды калия, кальция и кремния. В пробе отмечено высокое содержание оксида железа.

Определение примесей в огарке каолина нейтронно-активационным методом.

Для исследования состава огарка каолина проведен нейтронно-активационный анализ примесей (табл. 4 и 5). При проведении нейтронно-активационного анализа учтены атомные сечения активации в ряду лантаноидов, которые подчиняются общему правилу для всех элементов периодической системы: нечетные элементы имеют большие сечения, чем соседние с ними четные. Единственное исключение составляет диспрозий. Периоды полураспада изотопов, образующихся с высокими сечениями активации и одновременно низкими энергиями главных γ -линий, также чередуются по величине (за исключением тулия). Благодаря этому они легко определяются в минеральном сырье на фоне распространенных элементов с низкими сечениями кислорода, кремния, алюминия, железа и других элементов.

Эталонные препараты нанесены на полоски фильтровальной бумаги известного количества растворов РЗЭ ($2,5 \cdot 10^{-4}$ – $2,5 \cdot 10^{-5}$ г). Облучение проводили потоком нейтронов $7 \cdot 10^{13}$ нейтрон/см²·сек. Результаты анализа приведены в табл. 4 и 5.

Исследование процесса сернокислотного выщелачивания огарка каолина.

В 45 мл воды, добавили 30 мл концентрированной (плотность 1,84 г/мл) серной кислоты. Огарок каолина массой 100 г добавляли к приготовленному раствору. Процесс выщелачивания сернокислым раствором провели при температуре от 80 до 110°C до перехода огарка от светло коричневого цвета в молочный цвет (табл. 6). В начале процесса начинается бурная реакция вспенивания. После временного промежутка вспенивание заканчивается и начинается кипение. Нужно обратить особое внимание, если процесс вспенивания не довести до полного прекращения, то при процессе фильтрации за счёт образования карбонатных и силикатных неорганических

Таблица 2
Остаточный кек после прямого выщелачивания исходного каолина серной кислотой

Наименование	Al	Fe	Ca	Ti
Исходный белый каолин	8,0	2,0	0,7	0,3
Остаточный кек после прямого выщелачивания исходного каолина с серной кислотой (100 г : 30 мл) (рис. 3 и 4)	15	0,2	0,1	0,1
Остаточный кек после прямого выщелачивания исходного каолина с серной кислотой (100 г : 30 мл) с добавлением перекиси водорода (рис. 5)	43	0,8	0,2	0,2



Рис. 4. Белый каолин, выщелаченный с серной кислотой без обжига

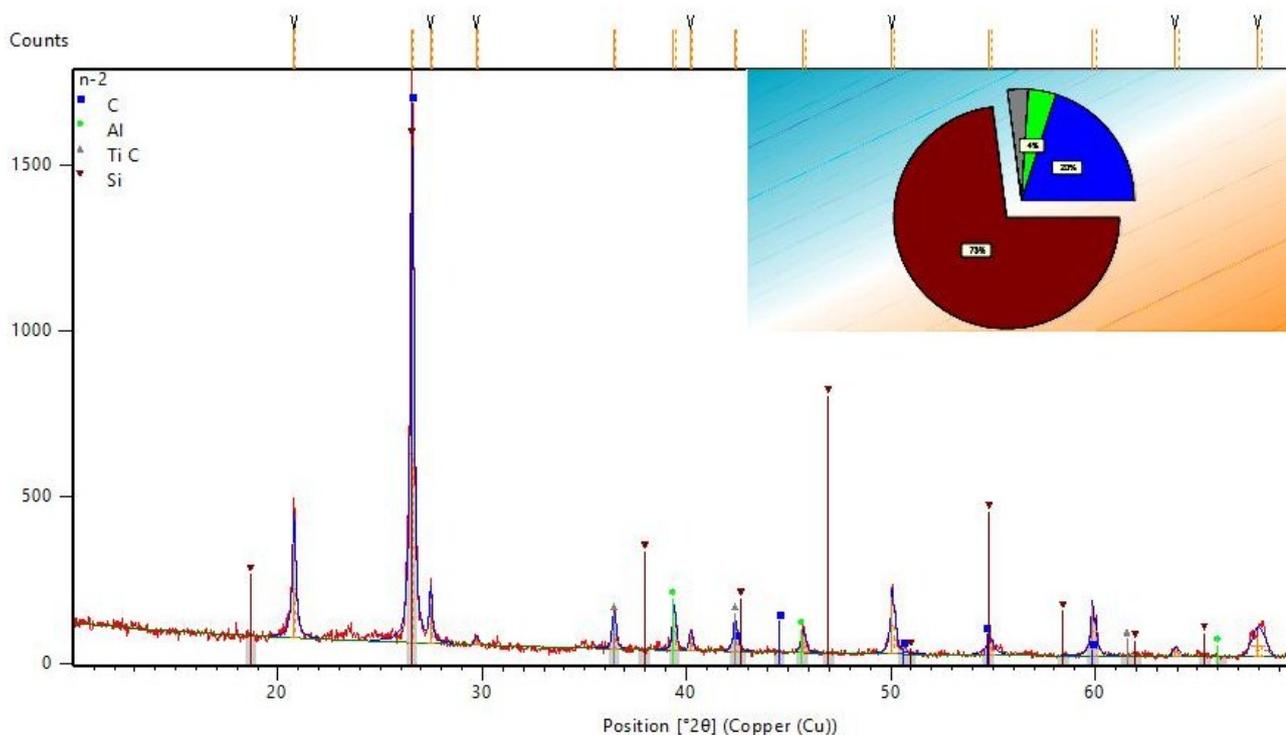


Рис. 5. Кек после прямого выщелачивания исходного каолина с серной кислотой (100 г : 30 мл)

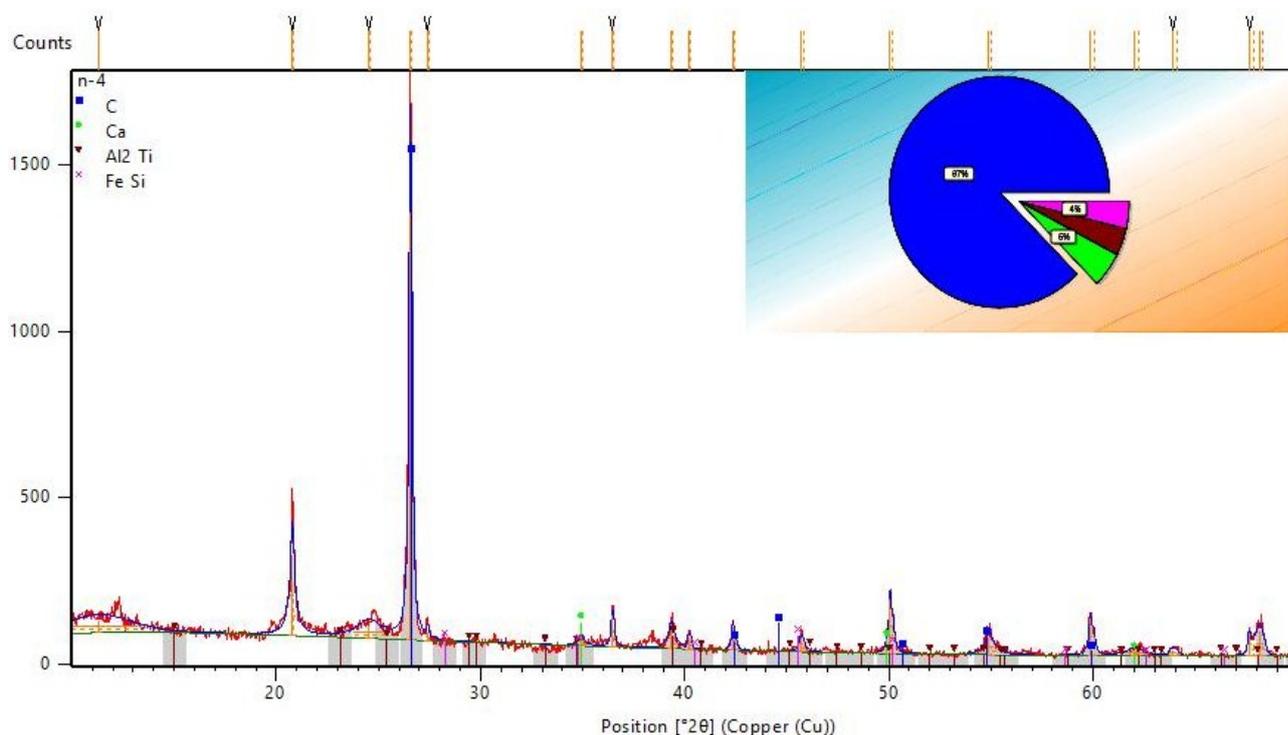


Рис. 6. Кек после прямого выщелачивания исходного каолина с серной кислотой (100 г : 30 мл) с добавлением перекиси водорода

Химический состав проб огарка, массовая доля в %

Таблица 3

Пробы	Si	Al	Ca	Na	K	Fe	Mg	P	Ba	Sr	B	Mn	V	Ti	Cr
Исх. образец	35	8	0,7	0,2	1	2	0,2	0,03	0,02	–	0,01	0,04	0,002	0,3	–

Результаты ИНАА образцов

Таблица 4

№	Элемент	Содержание, г/т	Кларк, г/т [2]
1.	Sc	7,6 ± 0,3	14
2.	Cr	200 ± 10	70
3.	Fe	14100 ± 800	35400
4.	Zn	127 ± 10	60
5.	As	13,9 ± 1,0	1,7
6.	Rb	116 ± 10	120
7.	Sb	8,4 ± 0,6	0,5
8.	Cs	9,7 ± 1,0	2,7
9.	Ba	390 ± 30	590
10.	La	170 ± 20	44
11.	Ce	283 ± 15	75
12.	Nd	96 ± 10	30
13.	Sm	19,0 ± 1,0	8,6
14.	Eu	1,9 ± 0,2	1,4
15.	Tb	2,8 ± 0,3	–
16.	Dy	< 30	6,1
17.	Yb	7,5 ± 0,5	3,4
18.	Lu	1,2 ± 0,1	1,1
19.	Hf	15,2 ± 1,5	3
20.	Th	35,4 ± 4,0	11
21.	U	7,3 ± 0,8	3,5

Содержание элементов в огарке, мкг/г

Таблица 5

№	Элемент	Содержание в массе, мкг/г
1.	As	11,6
2.	Au	0,014
3.	Ce	310
4.	Co	1,5
5.	Cr	190
6.	Cs	14
7.	Eu	2,5
8.	Fe	13900
9.	Hf	25
10.	La	238
11.	Lu	0,91
12.	Mo	12
13.	Nd	88
14.	Ni	21
15.	Rb	140
16.	Sb	8,3
17.	Sc	9,2
18.	Sm	17
19.	Ta	2,6
20.	Tb	3,0
21.	Th	34,5
22.	U	10,7
23.	W	41
24.	Yb	8,2
25.	Zn	165

полимеров образуется не фильтрующаяся густая масса. После вспенивания и в процессе кипения, т.е. без охлаждения [3], рекомендуется отделить растворенный алюминий от кремнезема фильтрацией при температуре не ниже 80°C (рис. 8 стадия 3).

При увеличении температуры от 90 до 110°C время растворения сокращается на 5 мин.

Осаждение алюминия аммиачной водой и отделение железа от алюминия. При выщелачивании огарка (рис. 7) серной кислотой железо с алюминием переходят в раствор в виде сульфатов.

Из раствора содержащего Fe как сопутствующий элемент, Al выделяется корректировкой pH. Исходя из особенностей состава технологических растворов, образующихся в процессе выщелачивания, и на основе приведенных данных (табл. 7), перспективным пред-

ставляется способ удаления железа из технологического раствора, включающем стадии 5, 6, 7, 8, 9 (рис. 8). При этом pH должен очень жестко соблюдаться, так как не соблюдение приводит к загрязнению получаемого алюминиевого продукта примесями железа.

Таблица 6
Зависимость перехода алюминия в раствор от количества серной кислоты

№	VH ₂ O, мл	VH ₂ SO ₄ , мл	Масса-огарка, г	Время перемешивания, мин	Температура выдержки, °С	Цвет раствора	Степень перехода в раствор, %
1.	45	5	30	20	90	светло коричнево-молочный	75
2.	45	10	30	20	90	промежуточный	87,5
3.	45	15	30	20	90	молочный	93,7
4.	45	20	30	20	90	молочный	93,7
5.	45	25	30	20	90	молочный	93,7
6.	45	30	30	20	90	молочный	93,7

В приведённом на рис. 8 пункте 5 выдержка при pH – 5,0 должна составлять не менее 10 ч при соотношении Т:Ж = 1:4. Аналогично по пункту 8 выдержка также составляет не менее 10 ч.

Используя свойство амфотерности алюминия можно получить глинозем высокой чистоты.

В ходе процесса также получен гидроксид железа, из которого в дальнейшем можно получать железо, как дополнительный продукт, согласно способу [4], получения железа из сбросных кислых растворов, шламов, кеков предприятий горнодобывающей и металлургической промышленности.

Полученный продукт содержит 5-7% примесей сульфата алюминия.

Таким образом, проведенные исследования показали, что извлечение глинозема из каолина месторождения «Ангрен» можно добиться без предварительного обжига, однако с обжигом степень извлечения была выше на 8,7%. Показано, что возможность дроб-

Таблица 7
Рассчитанные значения pH начала осаждения ионов в технологических растворах

	Произведение растворимости гидроксида [2]	pH начала осаждения
Fe(OH) ₃	6,3·10 ⁻³⁸	2,10
Fe(OH) ₂	8,0·10 ⁻¹⁶	При pH ≥ 4,5 ионы Fe ²⁺ окисляются в ионы Fe ³⁺ , которые связываются в осадок



Рис. 7. Огарок белого каолина

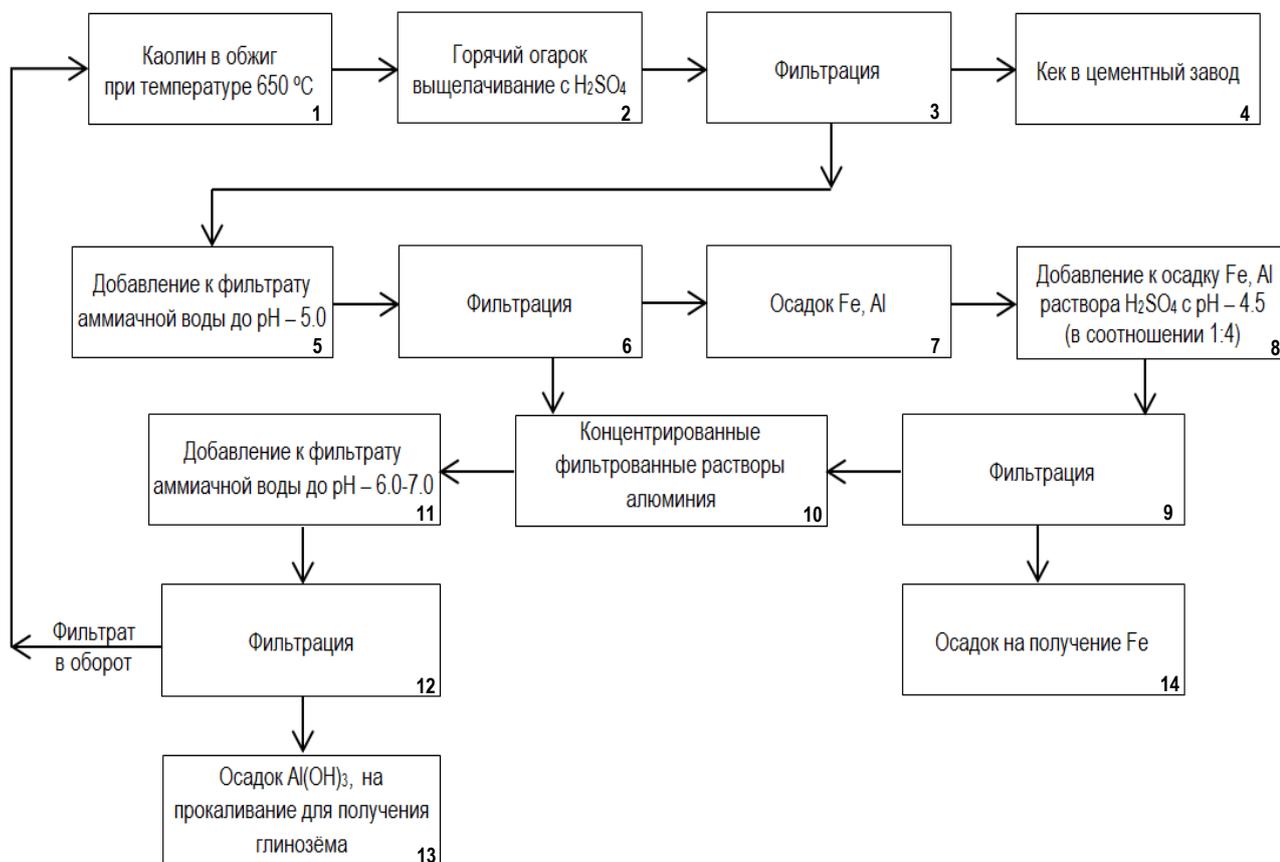


Рис. 8. Технологическая схема получения глинозема из месторождений Ангренского каолина



Рис. 9. Кек после выщелачивания белого каолина с серной кислотой

ного осаждения чистого гидроксида алюминия и железа с помощью аммиачной воды. Выщелачивание огарка при температуре 90°C, 20 минут позволяет повысить извлечение алюминия в раствор до 93,7%. На стадии осаждения алюминия из раствора pH находится в интервале 6,0-7,0. На стадии разделения железа от алюминия интервал pH составляет 3,7-5,0. Полученные результаты могут быть использованы в дальнейшем при переработке Ангренского месторождения каолина и других аналогичных месторождений. Кек выщелачивания рекомендуется использовать в качестве сырья (рис. 9) в металлургическом, фарфор-керамическом и цементном производстве.

Библиографический список:

1. Закиров М.З., Гончаренко А.И. Каолины Ангренского месторождения и пути их использования. В кн.: Генезис и ресурсы каолинов и огнеупорных глин. – Москва: Наука, 1990. – С. 89-93.
2. Санакулов К., Мухиддинов Б.Ф., Хасанов А.С. Химические элементы, свойства, получение, применение. Ташкент: Турон замин зию, 2016. – 494 с.
3. Санакулов К., Шарафутдинов У.З., Холмуродов Б., Аликулов Ш.Ш. Пробоотбор, анализ, контроль процесса добычи, переработки благородных, цветных металлов и радиоактивных элементов: монография. – Навои: Типография ГУ «ФОНД НГМК» 2022. – 568 с.
4. Патент РУз № IAP 2021 0336. Способ получения железа из сбросных кислых растворов, шламов, кеков предприятий горнодобывающей и металлургической промышленности // Санакулов У.К., Тажибаяев Д.Ю. // Зарегистрирован в государственном реестре изобретений Республики Узбекистан. 24.06.2021 г.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2023, № 2 (93) pp. 77-82

INVESTIGATION OF THE PROCESS OF ALUMINA PRODUCTION FROM ROASTED KAOLIN AND DETERMINATION OF IMPURITIES

- 1^{Sanakulov K.}, General Director – Chairman of the Board, Doctor of Technical Sciences, Professor.
- 2^{Tajibaev D.Yu.}, Head of Service.
- 3^{Sanakulov U.K.}, Chief Technologist, PhD.

- 1^{JSC «Navoi Mining and Metallurgical Company»}. Navoi, Uzbekistan.
- 2^{Institute of Nuclear Physics of the Uzbekistan Academy of Sciences}. Tashkent, Uzbekistan.
- 3^{«KAOLIN PLUS» LLC}. Tashkent, Uzbekistan.

The paper presents the results of experimental study data and analyses of the mineralogical composition and physical and chemical characteristics of Angren kaolin, extraction and processing technology of beneficiation processes including roasting, leaching, precipitation and extraction of alumina and aluminium product. It was found that the extraction of alumina from Angren kaolin deposit can be achieved through roasting, followed by sulphuric acid leaching and precipitation with aqueous ammonia. The extraction is 93.7% for aluminium.

Keywords: mineral composition, kaolin, Angren deposit, characteristics of kaolin, alumina, aluminum, REE, sulfuric acid.

Bibliographic list:

1. Zakirov M.Z., Goncharenko A.I. Kaolins of the Angren deposit and ways of their use. In: Genesis and resources of kaolins and refractory clays. – Moscow: Nauka, 1990, pp. 89-93.
2. Sanakulov K., Mukhiddinov B.F., Khasanov A.S. Chemical elements, properties, production, application. – Tashkent: Turon zamin ziyo, 2016. – 494 p.
3. Sanakulov K., Sharafutdinov U.Z., Kholmurodov B., Alikulov Sh.Sh. Sampling, analysis, control of the process of mining, processing of precious, non-ferrous metals and radioactive elements: monograph, Navoi: Printing house of the State Institution «FUND NMMC», 2022. – 568 p.
4. Patent of the Republic of Uzbekistan No. IAP 2021 0336. Method for obtaining iron from waste acid solutions, sludge, cakes of mining and metallurgical industries // Sanakulov U.K., Tazhibayev D.Yu. // Registered in the state register of inventions of the Republic of Uzbekistan. 06/24/2021.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПОЛУЧЕНИЯ МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ГЛИНОЗЁМА ИЗ БЕДНЫХ АНГРЕНСКИХ КАОЛИНОВ



Санакулов К.,
генеральный директор –
председатель правления
АО «НГМК», д.т.н., профессор



Хамидов Х.И.,
профессор кафедры
«Металлургия» НГГТУ, DSc



Шарипов С.Ш.,
и.о. заведующего кафедры
«Химическая технология» НГГИ, PhD



Фузайлов О.У.,
доцент кафедры
«Металлургия» НГГТУ, PhD

Ushbu maqolada Angren kaolinidan kislota va ishqoriy yuvish usullarini birlashtirib, 99% tozalikdagi alyuminiy oksidi olish usulini ishlab chiqish bo'yicha tajriba tadqiqotlari taqdim etilgan. Azot kislotasi bilan yuvishda alyuminiyning eritmaga ajralish darajasi 88% ni tashkil etdi. Alyuminiy ammiakli suv bilan eritmasidan cho'ktirganda 85% tozaligida alyuminiy gidroksid olindi. Kaustik soda eritmasi bilan ishqoriy yuvish va keyingi kristallanishdan foydalanib, $Al(OH)_3$ bo'yicha 99% tozalik bilan alyuminiy gidroksid olindi. Alyuminiy gidroksidi kalsinlangandan keyin olingan Al_2O_3 ning tozaligi 99% ni tashkil etdi.

Taybch iboralar: alyuminiy, kaolin rudalari, tadqiqot usuli, kislota bilan ishqorlash, aralashmalar, usul, laboratoriya tadqiqoti, qizdirish, cho'kma.

В данной работе представлены опытные исследования для разработки способа получения глинозёма чистой 99% путём комбинирования кислотных и щёлочных способов выщелачивания из Ангреноского каолина. При выщелачивании азотной кислотой степень извлечения алюминия в раствор составляла 88%. При осаждении алюминия из раствора аммиачной водой был получен гидроксид алюминия чистой 85%. С использованием щёлочного выщелачивания раствором каустической соды и дальнейшей кристаллизацией был получен гидроксид алюминия чистой 99% по $Al(OH)_3$. После прокалики гидроксида алюминия, чистота полученного Al_2O_3 составляла 99%.

Ключевые слова: алюминий, каолиновые руды, метод исследования, кислотное выщелачивание, примеси, способ, лабораторные исследования, проковка, осаждение.

Прогнозируемый глобальный рост спроса на алюминий повышает интерес к разработке альтернативных технологий производства алюминия, особенно, во многих бедных бокситами странах.

В этом направлении были проведены интенсивные исследования и инженерные разработки по извлечению глинозёма из различных природных не бокситовых источников, особенно каолинов [1-4].

Большие запасы каолиновых руд во всём мире, в том числе в Республике Узбекистан могут стать основным сырьём для алюминиевого производства. Анализ проведённых исследований по переработке каолина показывает, что наиболее подходящий метод для извлечения алюминия из каолинов является кислотное выщелачивание с предварительной проковкой [5]. Для извлечения алюминия из каолиновой руды кислотным способом, каолиновая руда подвергается предварительной проковке после которого кристаллический каолин переходит в аморфную форму и будет пригодным для выщелачивания. Далее при кислотном выщелачивании алюминий переходит в раствор с высокой степенью извлечения (80-95%) в виде соли используемой кислоты [6-9]. Из полученного раствора путём корректировки pH алюминий осаждается в виде $Al(OH)_3$ и прокаливается при 1300°C для получения $\alpha-Al_2O_3$. Однако полученный продукт не соответствует требованиям для получения алюминия, так как, содержит примеси как железо, кальций, магний, титан и др., при этом чистота по оксиду алюминия максимально может достигать 94%.

В данной работе представлены опытные исследования для разработки способа получения глинозёма чистой 99% путём комбинирования кислотных и щёлочных способов выщелачивания.

Материалы и методы. Для проведения лабораторных и опытных исследований была отобрана проба каолиновой руды с содержанием: Al_2O_3 – 17,4%; SiO_2 – 65%; $Fe_{общ}$ – 2,1%. Рентгеноструктурный анализ отобранной пробы показал (рис. 1) что содержание каолинита в руде составляет 42% и находится в кристаллической форме. И данная проба была использована во всех экспериментах, представленных в данной работе. На первом этапе работы проведены опыты по проковке ангреноского каолина.

Проведение опытов по проковке образцов каолинов выполнили при различных температурных режимах в зависимости от изменения времени прокаливания

Режимы проковки: 650°C – 60 мин; 650°C – 90 мин; 650°C – 180 мин; 750°C – 90 мин; 850°C – 60 мин; 850°C – 90 мин; 850°C – 120 мин.

Каждый образец после проковки подвергался рентгеноструктурному анализу для установления условий перехода кристаллического каолинита в аморфный.

На втором этапе прокаленный образец выщелачивали азотной кислотой в разных концентрациях, отношения Т:Ж и продолжительности.

Режимы выщелачивания азотной кислотой: концентрация HNO_3 – 50 г/л; 100 г/л; 150 г/л; 200 г/л. Отношение Т:Ж = 1:5; 1:3; 1:2,5. Продолжительность – 30 мин; 60 мин; 90 мин; 120 мин; 150 мин; 180 мин.

Фильтрат после выщелачивания проверяли на содержание Al и $Fe_{общ}$ и подвергали осаждению $Al(OH)_3$ с добавлением NH_4OH при pH – 7. Полученный осадок сушили и проверяли на чистоту по $Al(OH)_3$.

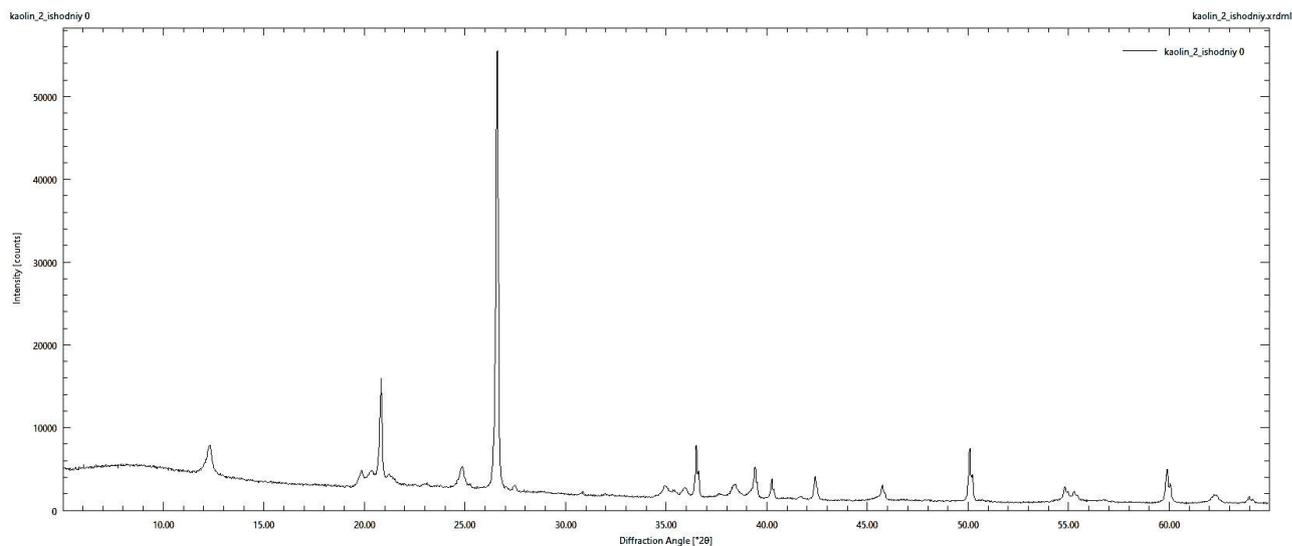


Рис. 1. Дифрактограмма ангреного каолина

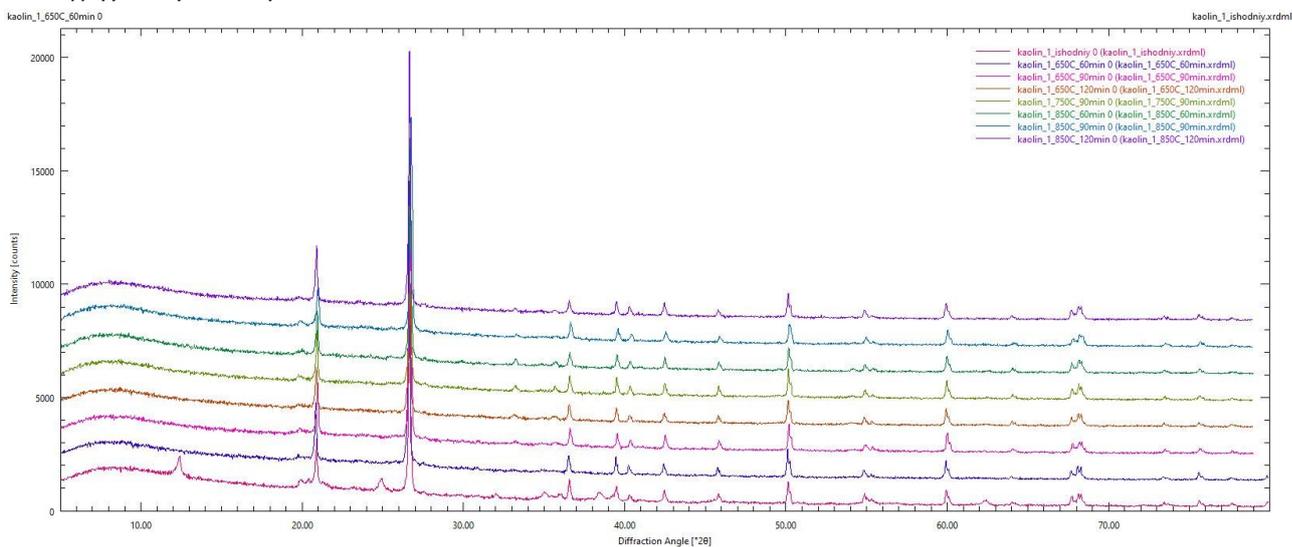


Рис. 2. Дифрактограмма прокаленной каолиновой руды в разных температурных режимах

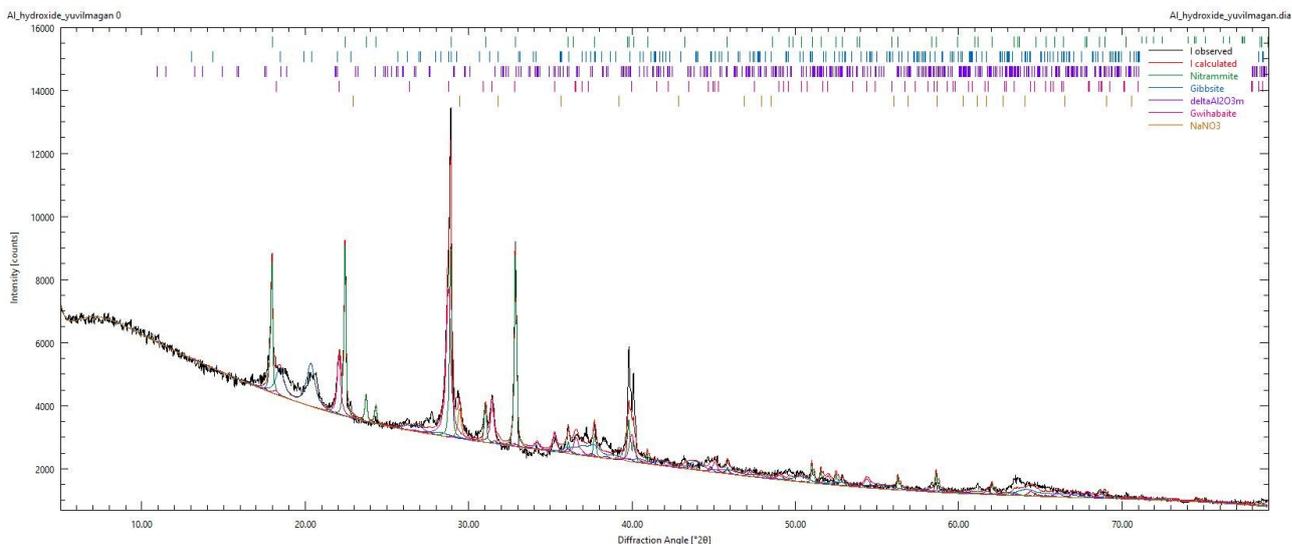


Рис. 3. Дифрактограмма осадка после азотнокислого выщелачивания

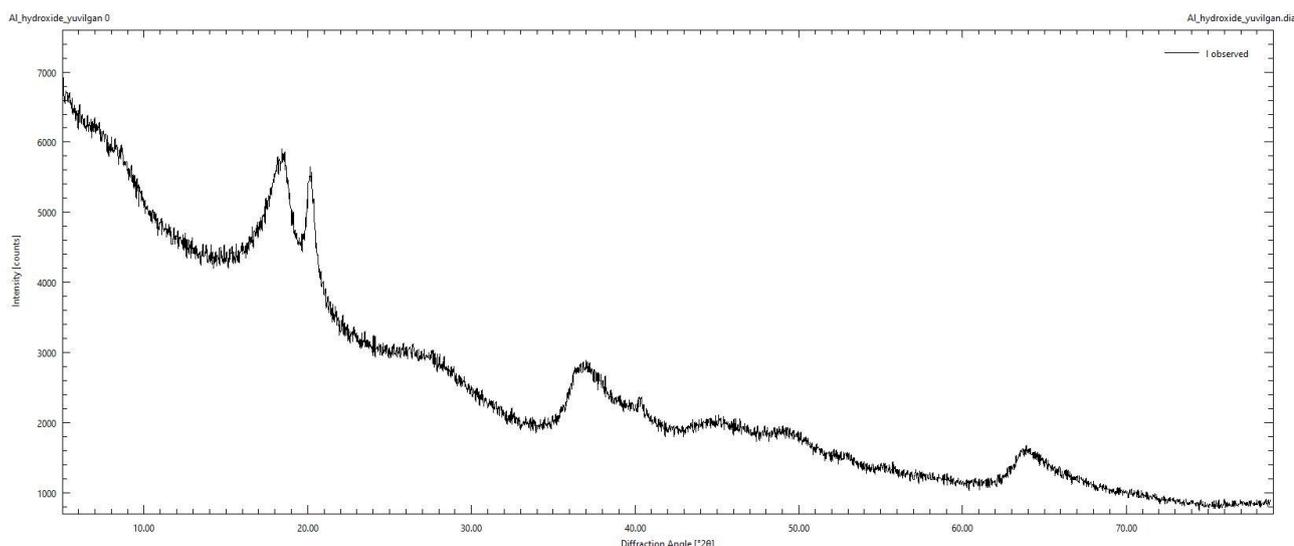


Рис. 4. Дифрактограмма осадка отмывки от NH_4NO_3

С целью получения чистого продукта полученный осадок выщелачивали с раствором NaOH – 200 г/л при температуре 85-90°C. Т:Ж = 1:4. Продолжительность щелочного выщелачивания составляет 25 мин. Фильтрат после щелочного выщелачивания остужали до комнатной температуры и перемешивали в течение 56 ч для роста кристаллов. Зародыши для кристаллизации добавляли 5% от массы осадка. После кристаллизации осадок фильтровали, промывали, сушили и проверяли на чистоту по $\text{Al}(\text{OH})_3$ затем прокаливали при 1100°C в течение 4 ч и проверяли на чистоту по Al_2O_3 .

Обсуждение результатов. Рентгеноструктурные анализы после прокалки каолиновой руды показали, что прокаливание при 650°C в течение 2 ч достаточно для полного перевода кристаллической структуры каолинита в метакаолинит, который имеет аморфную структуру. На рис. 2. показано изменение минералогической структуры образца при прокаливании в разных температурных режимах.

При выщелачивании прокаленной каолиновой руды азотной кислотой с повышением концентрации азотной кислоты степень извлечения алюминия в раствор увеличивалась. При концентрации азотной кислоты 150 г/л Т:Ж = 1:3 степень извлечения алюминия

составляла 85% дальнейшее повышение концентрации до 200 г/л при тех же отношениях Т:Ж, температуры и продолжительности показало увеличение извлечения на 3%. Во всех случаях выщелачивание условия продолжительности 3 ч и температуры 80-85°C оказались самыми оптимальными. Температура выщелачивания выше 85°C не проверялась.

При осаждении $\text{Al}(\text{OH})_3$ из раствора-фильтрата 25%-ной аммиачной водой при pH=7, удалось полностью перевести алюминий в осадок, однако примеси как железо, кальций и др. также оседали в осадок. Рентгеноструктурный анализ осадка показывает (рис. 3), что основными фазами в осадке являются гиббсит и нитрат аммония. При отмывке водой объемом 6:1 удалось удалить остаточный NH_4NO_3 (рис. 4). Маточный раствор после осаждения и раствор отмывки проверяли на содержание NH_4NO_3 , которое составляло 280 г/л.

Анализы показали, что чистота осадка составляет 85%. Для получения чистого по алюминию продукта осадок выщелачивался раствором каустической соды. При щелочном выщелачивании растворение $\text{Al}(\text{OH})_3$ протекает быстро с повышением температуры

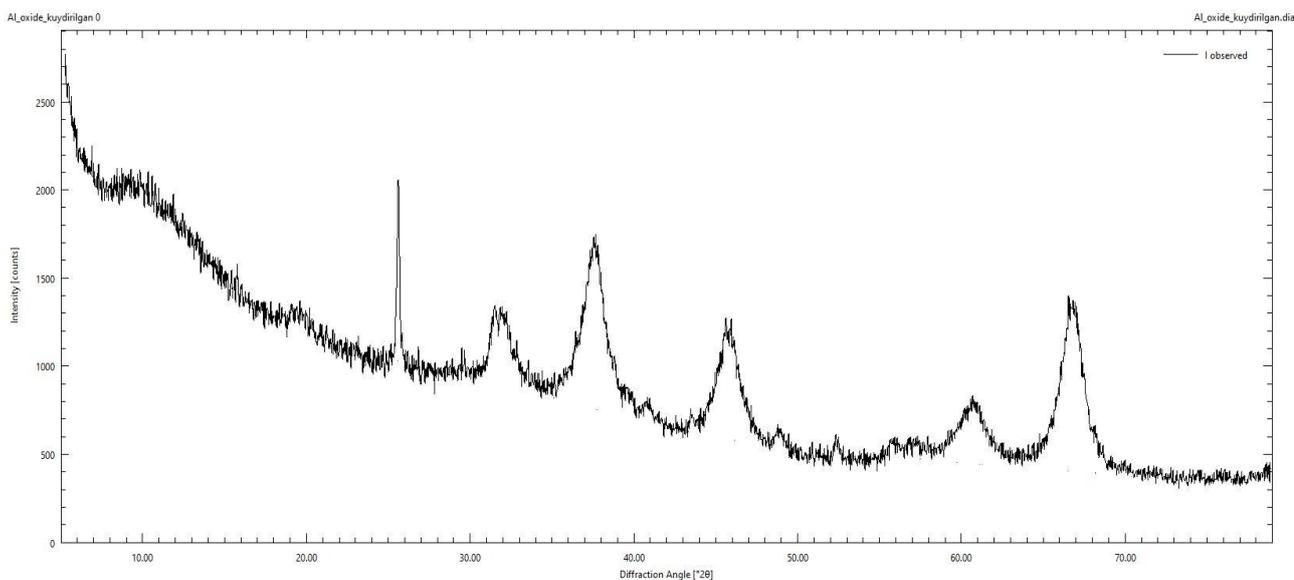


Рис. 5. Дифрактограмма конечного продукта – глинозёма

растворимость увеличивается значительно. При температуре 85-90° максимальная растворимая концентрация $Al(OH)_3$ при содержании $NaOH - 200$ г/л составляет 204,6 г/л.

Полученный алюминатный раствор остужали до комнатной температуры и перемешивали с добавлением зародышей. Через 16 ч рост кристаллов был визуально заметен, через 24 ч кристаллизация гидроксида алюминия из алюмината составляла 22%, через 48 ч 35%, а через 72 ч 48%. Дальнейшее перемешивание до 96 ч не показало заметное изменение роста кристаллов.

Полученные кристаллы после фильтрации, отмывки и сушки показали чистоту 99% по $Al(OH)_3$.

После прокалики чистого гидроксида алюминия при температуре 1100°С удалось добиться чистоты 99% по Al_2O_3 . Рентгеноструктурный анализ полученного глинозёма показал (рис. 5), что при температуре 1100°С не удалось перевести оксид алюминия в альфа структуру. Полуколичественный рентгеноструктурный анализ показал, что продукт составляет 88% гамма – Al_2O_3 и 12% альфа – Al_2O_3 .

Таким образом, результат проведённых экспериментов показал, что прокалка каолиновой руды при 650°С в течение 2 ч является достаточным для перевода кристаллического каолинита в аморфную форму.

При выщелачивании азотной кислотой степень извлечения алюминия в раствор составляла 88%.

При осаждении алюминия из раствора аммиачной водой при pH – 7 и последующей отмывкой от NH_4NO_3 был получен гидроксид алюминия чистотой 85%.

Маточный раствор после осаждения и раствор отмывки проверяли на содержание NH_4NO_3 , в котором имеется достаточное количество NH_4NO_3 для получения аммиачной селитры.

С использованием щёлочного выщелачивания раствором каустической соды и дальнейшей кристаллизацией был получен гидроксид алюминия чистотой 99% по $Al(OH)_3$.

После прокалики гидроксида алюминия чистота полученного Al_2O_3 составляла 99%.

Библиографический список:

1. ElDeeb A.B., Brichkin V.N., Kurtenkov R.V., Bormotov I.S. Extraction of alumina from kaolin by a combination of pyro- and hydro-metallurgical processes, *Applied Clay Science*. Volume 172, 2019, pp. 146-154.
2. Al-Ajeel A.A., Al-Sindy S.I. Alumina recovery from Iraqi kaolinitic clay by hydrochloric acid route. *Iraqi Bull. Geol. Min.* 2006, 2 (1), pp. 67-76.
3. Al-Zahrani A.A., Abdul-Majid M.H. Extraction of alumina from local clays by hydrochloric acid process. *Eng. Sci.* 2009, 20 (2), pp. 29-41.
4. Кенжаев М. Э., Бобокулова О. С., Мавлянова М. Н., Мирзакулов Х. Ч. Исследование процесса азотнокислотного выщелачивания алюминия из каолиновых глин // *Universum: технические науки*, 2018. – № 9 (54)
5. Еранская Т.Ю. Определение оптимального температурного интервала для предварительного обжига каолина // *Вестник Амурского государственного университета. Серия: Естественные и экономические науки*, 2020. – № 91.
6. Ваккосов С.С., Мавлонов А.С., Мирзакулов Х.Ч., Икрамов А. Взаимодействие компонентов глиноземсодержащего сырья с азотной кислотой. // *Сборник трудов НТК «Проблемы внедрения инновационных идей, технологий и проектов в производство»*. – Джиззак, 2010. – С. 59-61.
7. Закиров М.З., Гончаренко А.И. Каолины Ангренского месторождения и пути их использования. В кн.: *Генезис и ресурсы каолинов и огнеупорных глин*. – М.: Наука, 1990. – С. 89-93.
8. Кенжаев М.Э., Исламова М. Ш., Мирзакулов Х.Ч. Исследование влияния процесса прокалики на извлечение окиси алюминия из Ангренских каолинов. // *Universum: Технические науки: электрон. научн. журн.* 2017. – № 4 (37).
9. Кенжаев М.Э., Аманова Д.У., Бозорова М.И., Мирзакулов Х.Ч. Исследование процесса получения нитрата алюминия из каолинов Ангренского месторождения // *Universum: Технические науки : электрон. научн. журн.*, 2018. № 7 (52).

O'ZGARUVCHAN TARKIBLI SULFAT-NITRAT KISLOTA ERITMALARIDAN EKSTRAGENTLAR ARALASHMASI BILAN URANNI EKSTRAKSIYALASH



Rajabboyev I.M.,
NDKTU sirtqi bo'limi
dekan muovini, PhD



Eshonova G.A.,
«Navoiyuran» AJ
Zaforobod «Kon boshqarmasi»
muhandisi



Karimov I.A.,
NDKTU ukuv bo'limi
boshligi, PhD



Sharafutdinov U.Z.,
«NKMK» AJ Yangi texnologiyalarni joriy etish
innovatsion markazi boshlig'i o'rinbosari,
t.f.d., dotsent

Uranni ekstraksiya bilan ajratib olish jarayonlari samaradorligi, selektivligi va universalligi bilan ajralib turadi. Ekstraksiya dastgohlari tuzilishi yaxshi ishlab chiqilgan, kompakt tuzilgan va yuqori samaradorlikka ega. Ekstraksiya jarayonlarining bu afzalliklari, ayniqsa, o'zgaruvchan tarkibli yer ostida tanlab eritish eritmalarini qayta ishlashda alohida ahamiyatga ega. Yer ostida tanlab eritish eritmalaridan uranni ekstraksiya usuli bilan ajratib olish bo'yicha yuqori sinov natijalari keltirilgan, ekstragent sifatida esa TAA, D2EGFK va TBF qo'llanildi.

Tayanch iboralar: uran, yer ostida tanlab eritish, ekstraksiya, reekstraksiya, konsentratsiya, reagentlar, faza.

Экстракционные процессы извлечения урана отличаются эффективностью, избирательностью, универсальностью. Аппаратурное оформление процессов экстракции хорошо разработано, созданы компактные экстракционные аппараты, обладающие высокой производительностью. Эти достоинства экстракционных процессов особенно ценны при переработке растворов подземного выщелачивания, отличающихся переменным составом. Представлены результаты укрупненных испытаний по экстракционному извлечению урана из растворов подземного выщелачивания, в качестве экстрагента применяли ТАА, D2ЭГФК и ТБФ.

Ключевые слова: уран, подземное выщелачивание, экстракция, реэкстракция, концентрация, реагенты, фаза.

Eritmalar tarkibini uranni ekstraksiyalashga ta'sirini aniqlash uchun sulfat kislota va nitrat kislotalarning umumiy konsentratsiyasi 100 yoki 150 g/l bo'lgan izokonsentratsiya eritmalarini tayyorlandi. Kislotalarning bunday konsentratsiyali eritmalarini ishlab chiqarish eritmalarining kislotaliligini hisobga olgan holda tanlangan. Kislotalarning umumiy konsentratsiyasi bir xil bo'lgan eritmalarida taxminan 10 g/l uran mavjud.

Eritmalardan: doimiy tarkibdagi ekstragentlar aralashmasining organik eritmasi O:S fazalarining o'zgaruvchan nisbati 2:1 dan 1:7 gacha bo'lgan izokonsentratsiya tarkibi bilan olib borildi. 1-rasmda uran konsentratsiyasining 0,1M D2EGFK 0,1 M TBF yoki 0,3M HCO aralashmalari uchun 100 g/l kislotalni umumiy konsentratsiyasida sulfat-nitrat kislota eritmasi tarkibiga bog'liqligi keltirilgan.

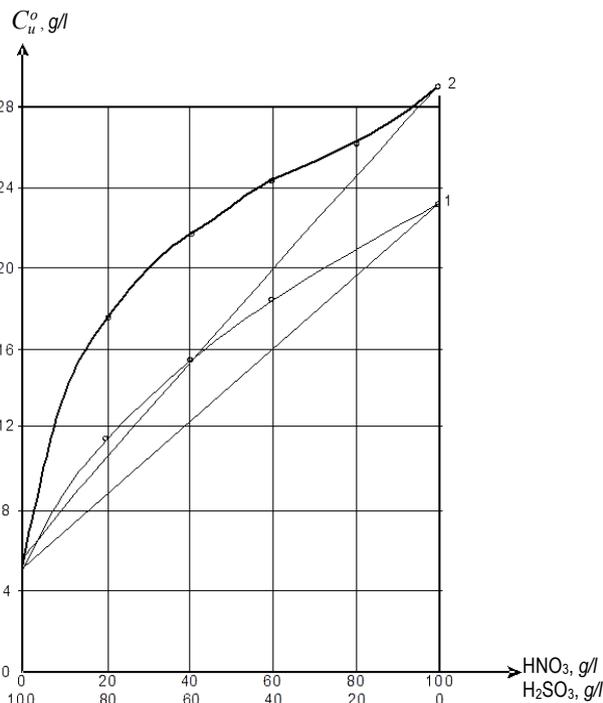
1-rasmda shuni ko'rsatadiki, sulfat kislota eritmasidagi nitrat kislota ulushining taxminan 60-70% gacha oshishi bilan bir tekis o'sadi, kislotalar aralashmasidagi nitrat kislota D2EGFK bilan HCO aralashmasi uranni ekstraksiyalashning sezilarli darajada oshishiga olib keladi.

Optimal sharoitlarda TBF bilan D2EGFK aralashmasiga qaraganda 20-40% nitrat kislotalni tarkibli sulfat kislota eritmalaridan chiqarilganda, 0,1 D2EGFK aralashmasining 0,3 M HCO bilan to'yinganligi, uran uchun to'yinganlikning qo'shimcha o'sishi bilan solishtirganda kislota aralashmasi 6,0-6,5 g/l ga yoki 45-55% ga nitrat kislota ulushining oshishi bilan ortadi. Eritmaning o'rganilgan umumiy kislotaligi bilan faqat chiziqli bog'liqlikdan ijobiy og'ishlar kuzatiladi.

Suvli faza: sulfat va nitrat kislotalarni umumiy konsentratsiya 100 g/l, uranni muvozanat konsentratsiyasi – 5 g/l. Organik faza: 1- 0,1M D2EGFK + 0,1 M TBF, 2- 0,1 D2EGFK + 0,3M HCO

0,1 D2EGFK aralashmasi uchun 0,1 M TBF bilan to'yingan ekstragentni to'yinganligining umumiy kislotaligi 150 g/l bo'lgan suvli eritma tarkibiga bog'liqligi xuddi shunday qurilgan. Taqqoslash uchun, 100 g/l umumiy kislotalilik uchun bir xil bog'liqlik berilgan (2-rasm).

Uranni ekstraksiyalash umumiy kislotaligi 150 g/l bo'lgan eritma tarkibiga bog'liqlik egri chizig'i, 100 g/l kislotaligiga o'xshash bog'liqlik bilan taqqoslaganda,

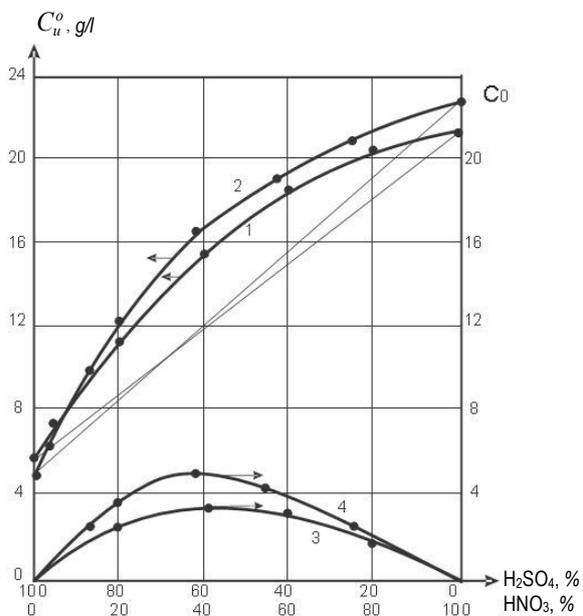


1-rasm. Ekstragent aralashmalari bilan uranni ekstraksiyalashga suvli sulfat-nitratli eritmalarini tarkibiga bog'liqligi

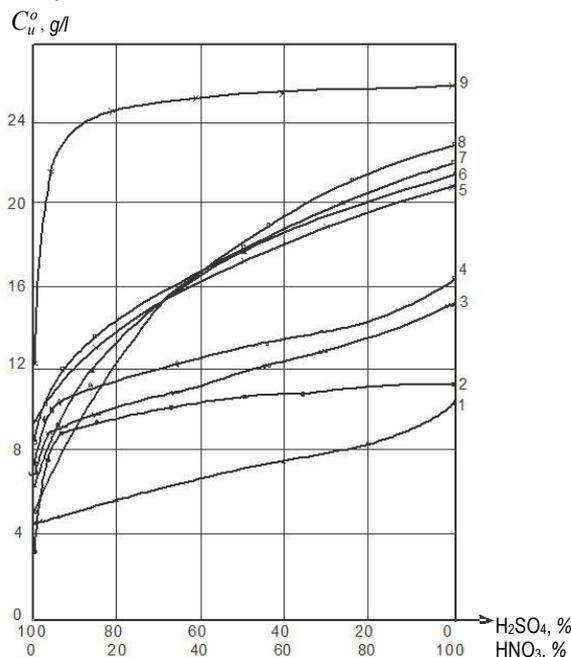
yuqori sulfat kislota tarkibida va nitrat kislota eritmalaridan chiqarilganda yuqoriga qarab biroz siljiydi. Bu o'zgarishlar, bir tomondan, ekstraksiyalashga salbiy ta'sir ko'rsatadigan sulfat kislota konsentratsiyasining oshishi, ikkinchi tomondan, nitrat kislota konsentratsiyasining oshishi natijasida yuzaga keladi.

150 g/l umumiy kislotalikda organik fazaning uran bilan to'yinganligidagi chiziqli bog'liqligini og'ish qiymatlari 100 g/l kislotalikdagi mos keladigan qiymatlardan balki nitrat ionlarining mutloq konsentratsiyasi 150 g/l umumiy kislotalikda yuqori.

Uranni ekstraksiyalashning HNO₃ / H₂SO₄ molyar nisbati emas, balki nitrat ionlari konsentratsiyasining hal qiluvchi roli chiziqlikdan og'ishni tavsiflovchi yegri



2-rasm. Uran konsentratsiyasining organik fazaga bog'liqligi (A) va 0,1 D2EGFK + 0,1M TBF aralashmasining to'yinganligining chiziqli bog'liqligini (B) suvli eritma tarkibiga bog'liqligi, kislotalarning umumiy konsentratsiyasi % sifatida



3-rasm. Organik fazaning uran bilan to'yinganlik qiymatining turli ekstragentlar va ularning ikki va uch xil aralashmalari uchun kislotalarning umumiy konsentratsiyasining foizida ifodalangan suvli eritma tarkibiga bog'liqligi

chiziqlardagi maksimal umumiy kislotalilikda H₂SO₄ ni HNO₃ gacha bo'lgan kichik nisbatlar maydoniga o'tganligi bilan ko'rsatiladi.

Yuqorida tavsiflangan usul bilan, taqqoslanadigan sharoitlarda organik fazaning to'yinganligi bilan tavsiflangan uran ekstraksiyalashning bog'liqligi qurilgan, ekstragentlarning 7 xil ikki va uch xil aralashmalari uchun sulfat kislota eritmasining tarkibi 3-rasmga keltirilgan.

3-rasmga ko'rsatilgan egri chiziqlarni taqqoslashdan quyidagi xulosalar chiqarish mumkin. HNO₃/H₂SO₄ nisbati past bo'lgan oraliqda nitratlar konsentratsiyasining o'zgarishi 0,1 M D2EGFK + 0,1 M turli xil radikalli fosfoksid (TFO) aralashmasi uchun uran bo'yicha organik fazaning to'yinganligining eng katta o'zgarishiga olib keladi, keyin 0,1 M D2EGFK + 0,1 M TBF + 0,05 M TAA aralashmasi uchun, mos ravishda TAA va D2EGFK nisbati 1:2 ga teng. Ikkinchi aralashma uchun 5 ning kiritilishi uran to'yinganligining 7,2 dan 10,4 g/l gacha yoki 45% ga oshishiga olib keladi, bu sharoitda to'yinganlik 0,1 M D2EGFK + 0,1M TBF + 0,1 M TAA uch xil aralashmasi 7,8 dan 11,4 g/l gacha yoki 33% ga oshadi.

2-rasmga uran konsentratsiyasining organik fazaga bog'liqligi (A) va 0,1 D2EGFK + 0,1M TBF aralashmasining to'yinganligining chiziqli bog'liqligini (B) suvli eritma tarkibiga bog'liqligi, kislotalarning umumiy konsentratsiyasi % sifatida ifodalangan.

Suvli faza: uran muvozanat konsentratsiyasi 5 g/l, sulfat va nitrat kislotalarning umumiy konsentratsiyasi: 1,3-100 g/l, 2,4-150 g/l

0,1 M D2EGFK aralashmasidagi uranning konsentratsiyasi 0,1 M TBF bilan eritmadagi nitrat kislota ulushining oshishi va HNO₃ ning nisbiy miqdori 15% dan oshishi bilan mos ravishda ortadi, uranning to'yinganligi 0,1 M D2EGFK TAA bilan aralashmasidan oshadi va uning tarkibi 20-25% dan yuqori bo'lganda, 0,1 M D2EGFK aralashmasining 0,1 TBF bilan to'yinganligi, shuningdek, TAA tarkibli o'rganilgan uch xil aralash ekstragentlarni to'yinganligidan yuqori.

TBF bo'lmaganda, nitrat kislota eritmalaridan ekstraksiyalashda D2EGFK ning TAA bilan ikkilik aralashmalari uran uchun D2EGFKning TBF bilan aralashmalariga qaraganda ancha past to'yinganlikka ega, ammo, albatta, D2EGFK ning TAA qo'shilmasdan to'yinganligidan ko'proq.

Suvli fazadagi nitrat va sulfat kislota uran bo'yicha nisbati 0,1 M D2EGFK aralashmasining 0,1 TFO bilan to'yinganligining o'zgarishi ekstragentlarning o'rganilgan aralashmalari orasida noyobdir.

Sulfat kislota eritmasidagi HNO₃/H₂SO₄ nisbatining 0 dan 0,1 gacha oshishi D2EGFK + TFO aralashmasining to'yinganligini 12,2 dan 23,5 g/l gacha, ya'ni deyarli 100% ga oshishiga olib keladi. D2EGFK + TFO aralash eritmadagi nitrat kislota ulushining yanada oshishi ekstragentlar aralashmasining uran bilan to'yinganligini biroz oshiradi. D2EGFK + TFO aralashmasidan sulfat kislota eritmalaridan uran olish uchun, ayniqsa oz miqdordagi nitrat ionlari ishtirokida foydalanish maqsadga muvofiqdir.

Nitrat kislotalarning yuqori ulushi bo'lgan eritmalaridan D2EGFK ning TBF bilan aralashmasidan foydalanish istiqbolli bo'ladi, unga uran qazib olishning tanlovchanligini oshirish uchun minimal talab qilinadigan trialkilaminlar qo'shiladi. Shuni ta'kidlash kerakki, o'rganilayotgan sharoitda uranni alohida ajratib olish uchun eng samarali sinergik qo'shimchalar nisbatan kichik darajada (3-rasm, 1 egri chiziq).

3-rasmga organik fazaning uran bilan to'yinganlik qiymatining turli ekstragentlar va ularning ikki va uch xil aralashmalari uchun kislotalarning umumiy konsentratsiyasining foizida ifodalangan suvli eritma tarkibiga bog'liqligi kursatilgan. Suvli faza: kislotalarning umumiy konsentratsiyasi - 150 g/l; Uranni muvozanat konsentratsiyasi - 5 g/l. Organik faza (mol/l):

1-0,1D2EGFK; 2-0,1 TFO; 3-0,1 D2EGFK+0,05TAA; 4-0,1 D2EGFK+ 0,1 TAA; 5-0,1D2EGFK+0,1TBF+0,05TAA; 6-0,1 D2EGFK+0,1 HCO₃; 7-0,1 D2EGFK + 0,1 TBF + 0,1 TAA; 8-0,1 D2EGFK + 0,1 TBF; 9-0,1 D2EGFK + 0,1 TFO.

Tadqiqotlar asosida quyidagi xulosalar chiqarish mumkin.

1. Sulfat kislota eritmasidagi nitrat ionli qo'shimchalarning uranni solvatlovchi va anionalmashinuvchi ekstragentlarning organik eritmalarini va ularning di (2 etilgileksil) fosfor kislotalari (D2EGFK) bilan ikki va uchxal aralashmalari bilan ekstraksiyalashga ta'siri o'rganildi.

D2EGFK TAA bilan aralashmasining uran bilan to'yinganligining oshishi sulfat kislotali eritmalariga nitrat ionlari qo'shilganda aniqlandi, garchi nitrat ionlari TAA sulfat kislota eritmalaridan uranni ekstraksiyalashga nitrat ionlari qo'shiladi va D2EGFK uranini ekstraksiyalashga kam ta'sir qiladi.

2. Sulfat kislota eritmalaridan D2EGFK ni trialkilfos- finoksid aralashmalari uranni ekstraksiyalash bilan oshirish nitrat ionlari yuqori sabab deb belgilanadi. Sulfat kislotalarga nisbatan 5-10 massa foiz miqdorida nitrat ionlarining qo'shilishi 0,1M D2EGFK aralashmasining 0,1 M TFO bilan solishtirma sharoitda uran bilan to'yinganligini 85-95% ga (12,2 dan 23,5 g/l gacha) oshiradi.

3. Sulfat kislotalarning doimiy konsentratsiyasida nitrat ionlarining nitrat kislota ko'rinishida qo'shilishi (ayniqsa katta miqdorda) ekstragentlarning o'rganilgan

экстрагентлар аралашmalarining to'yinganligi eritmaning umumiy kislotaliligini oshishiga qaramasdan ammiakli selitra shaklida teng miqdordagi nitrat ionlarining qo'shilishiga qaraganda ko'proq darajada oshirishi aniqlandi.

4. Uranni sulfat kislota eritmalaridan nitrat ionlari ishtirokida D2EGFK ning neytral organofosfor birikmalari bilan aralashmalari bilan ekstraksiyalashda nitratlar ta'sirining samaradorligi D2EGFK ga bir qator sinergetik qo'shimchalarda kamayishi ko'rsatilgan: trialkilfosfoksei > diizoamilmetilfosfonatlar > tributilfosfat. Nitratlarning sulfat kislota eritmalaridan TAA bilan D2EGFK aralashmalari orqali uranni ekstraksiyalash ta'siriga ko'ra, yuqoridagi ketma-ketlikda TAA qo'shilishi fosfonatlar va fosfinoksidlar orasiga joylashtirilishi mumkin (fosfinoksidlarga qaraganda fosfonatlarga yaqinroq, TAA ning fosfinoksidlarga nisbatan asosligi ancha yuqori).

5. Sulfat kislota konsentratsiyasining 10-180 g/l oralig'ida oshishi bilan nitrat ionlari ishtirokida D2EGFK to'yinganligiga asoslangan ekstragentlar aralashmalari orqali uranni ekstraksiyalashning nisbiy oshishi aniqlandi. Uranning organik fazasini to'yinganligini kamaytirish, masalan, 0,1 M D2EGFK + 0,1 M TBF aralashmasi TAA qo'shilmasdan yoki 0,05 M – 0,1 M TAA bilan, 100 g/l oralig'ida 50-150 g/l oralig'ida kislotalikning oshishi tufayli 10 g/l nitrat – ionlari qo'shib bartaraf qilinishi mumkin.

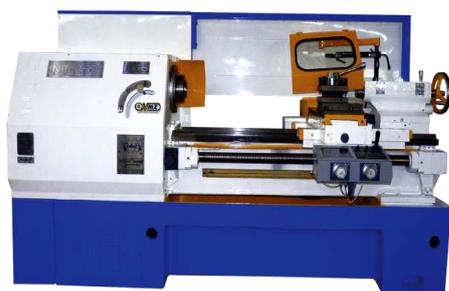
6. Sulfat kislota eritmasidagi nitrat ionlari D2EGFK asosidagi aralashmalarining uran bilan to'yinganlik darajasiga aniqlovchi ta'sir ko'rsatishi ko'rsatilgan.

7. Stexiometrik sinergetik nisbatdan ortiqcha solvatlovchi ekstragentlar (TBF, HCO, TFO) va D2EGFK qo'shimchalari nitrat ionlari ishtirokida sulfat kislota eritmalaridan uran ekstraksiyalashga hissa qo'shishi aniqlandi. Masalan, 0,1 M D2EGFK ning 0,5 M HCO bilan aralashmasi sulfat kislota eritmasidan (120 g/l H₂SO₄) nitrat ionlari (5 g/l) ishtirokida uran chiqaradi, nitrat ionlari bo'lmagan holda sulfat kislota eritmasidan ekstragentlar aralashmasidan 2 baravar yaxshi. 0,5 M HCO eritmasi sulfat kislota eritmasidan nitrat ionlari bo'lmaganda ham, oz miqdorda ikkinchisi qo'shilsa ham uranni ozgina ekstraksiyalaydi.

8. Uranni doimiy kislotalikda sulfat va nitrat kislotalarning turli nisbatlariga ega bo'lgan sulfat-nitrat kislota eritmalaridan D2EGFK asosidagi ekstragentlar aralashmasi bilan ekstraksiyalash o'rganildi. D2EGFK aralashmalari bilan fosfin oksidlari bilan kislota konsentratsiyasining keng diapazonida uran ekstraksiyalashning yuqori samaradorligi, ayniqsa oz miqdordagi nitrat kislota tarkibli sulfat kislota eritmalaridan uran olishda tasdiqlangan. D2EGFK aralashmasi uchun eritma tarkibi o'zgarganda, chiziqli bog'liqlikda uranning to'yinganligidagi eng katta bog'liqlik chiziqlari topildi.

HT-250-01; HT-250 M

УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
ТОКАРНЫЙ СТАНОК



NMZ
Вдохни жизнь в металл

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

ОСОБЕННОСТИ ИССЛЕДОВАНИЯ ПОРИСТОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД



Воробьев А.Е.,
профессор ФГБОУ ВО Грозненский
государственный нефтяной университет
им. академика М.Д. Миллионщикова, д.т.н.



Зарума М.Т.,
аспирант
Национального технического университета
Эквадора (г. Кито)

Tog' jinslarining g'ovakligini o'rganishning asosiy xususiyatlari ochib berilgan. Tog' jinslari tuzilishining muhim kategoriyasi sifatida g'ovaklikka tushuntirish berilgan. Tog' jinslarining g'ovakligi toifalari keltirilgan. Tog' jinslarining g'ovakligini o'lchash tavsiflari berilgan: eng oddiydan (tortishish va hisob-kitoblari orqali) juda murakkabgacha (yuqori texnologiyali asboblari yordamida).

Tayanch iboralar: tog' jinslari, g'ovaklik, tadqiqot, xususiyatlar, g'ovaklik kategoriyalari, usullar, fizik o'lchovlar, geofizik usullar, hajm, zichlik.

Раскрыты основные особенности исследования пористости горных пород. Дано объяснение пористости, как важной категории строения горных пород. Представлены категории пористости горных пород. Описаны измерения пористости горной породы: от наиболее простых (через взвешивание и расчёты) до весьма сложных (использованием научных приборов).

Ключевые слова: горные породы, пористость, исследования, особенности, категории пористости, методы, физические измерения, геофизические методы, объём, плотность.

Перед разработкой месторождений полезных ископаемых необходимо исследовать различными методами физико-химические свойства горных пород [1-3]. Одним из таких свойств является пористость горных пород, во-многом, определяющая последующие процессы кучного выщелачивания металлов [4-6].

Пористость, является фундаментальным и важным физическим свойством горных пород в различных прикладных задачах. Одной из основных проблем изучения порового пространства (пористость редко превышает 5%) горных пород является большое разнообразие типов пор, которое приводит к формированию довольно сложной структуры. В результате, в горной промышленности признан и используется целый ряд различных категорий пористости горных пород [7]:

- 1) общая пористость, определяемая как доля общего объёма породы, не занятая твёрдым веществом;
- 2) связанная пористость, представляющая отношение связанного объёма пор к общему объёму горных пород;
- 3) эффективная пористость;
- 4) первичная пористость – возникшая в результате её первоначальной структуры осадконакопления;
- 5) вторичная пористость – образованная в результате процессов диагенеза;
- 6) микропористость – в мелких порах (< 2 мм), обычно связанная с обломочными и аутигенными глинами;
- 7) межкристаллитная пористость – наблюдаемая в объёме пор между зёрнами породы;
- 8) внутризерновая пористость – возникшая из-за пустот внутри зёрен породы;
- 9) пористость при растворении – возникающая в результате растворения зёрен породы;
- 10) трещинная пористость – возникающая в результате трещин в породе во всех масштабах;

11) межкристаллитная пористость, представляющая микропористость, существующая по межкристаллитным границам (обычно в карбонатных породах);

12) строительная пористость – тип пористости растворения в карбонатных породах, приводящая к формированию исходных зёрен или ископаемых остатков.

13) Фенестральная пористость – дырчатая пористость в карбонатных породах, обычно связанная с водорослевыми матами.

15) Кавернозная пористость, связанная с кавернами, обычно формирующихся в карбонатных породах.

Для прямого измерения пористости горной породы можно использовать несколько методов:

- 1) насыщение или впитывание;
- 2) плавучесть;
- 3) расширение газа (гелий-порометрия);
- 4) газовая адсорбция;
- 5) порометрия с интрузией ртути.

При этом, исследования пористости вмещающих пород могут осуществляться как в лабораторных условиях (на основе физических измерений и расчёта, а также изучения зерна, различными методами), так и в полевых условиях (геофизическими методами).

Для определения объёмной плотности образцов горных пород самым простым методом является прямое физическое измерение их объёма и массы (или веса) [8], как показано в уравнении [9]:

$$\rho_B = M/V_B$$

где ρ_B – насыпная плотность, г/см³;

M – масса, г;

V_B – общий объём, включающий как твёрдый объём, так и объём пор, см³.

Пористость (n , %) определяется как отношение накопленного (общего) объёма пор (V_P , см³), включённых в образец горной породы, к общему объёму V_B образца следующим образом [9]:

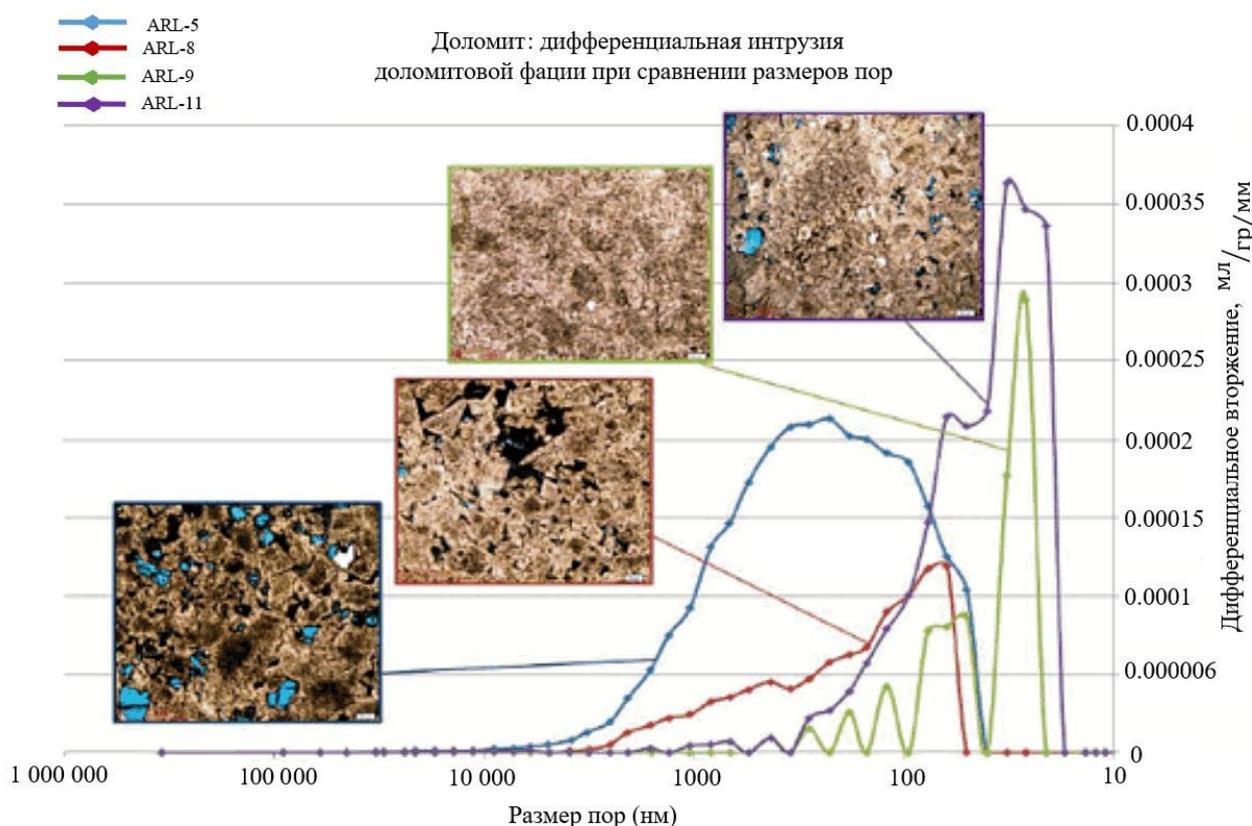


Рис. 1. Зависимость значений объема порового пространства для разных диаметров пор [13]

$$n = 100 \cdot V_p / V_B$$

Вычисление объёмной и минеральной плотности вмещающих горных пород можно осуществлять согласно уравнениям [10, 11]:

$$P_{об} = \frac{P_1}{P_1 - P_2} \cdot \rho_{ж}; \quad P_{мин} = \frac{P_1}{P_1 - P_3} \cdot \rho_{ж},$$

где P_1 – вес сухого образца в воздухе («сухой вес»), г;
 P_2 – вес сухого образца, погруженного в рабочую жидкость, г;
 P_3 – вес насыщенного образца, погруженного в рабочую жидкость, г;
 $\rho_{ж}$ – плотность рабочей жидкости, г/см³.

В качестве рабочей жидкости применялся керосин и слабоминерализованная вода (минерализация 10 г/л NaCl в дистиллированной воде).

Определение пористости вмещающих горных пород на микроуровне происходит при изучении петрографических шлифов, расчёт пористости на мезоуровне – при анализе данных каротажа, соответственно пористость на макроуровне определяется лабораторными методами. При изучении петрографических шлифов наиболее часто применяется метод анализа изображения пор, позволяющий с помощью компьютерных технологий осуществлять определение размера, формы и относительных пропорций (рис. 1) различных типов пор.

При этом более высокие пики указывают на размеры пор, которые вносят наибольший вклад в общую пористость.

В зависимости от размеров образцов керна, изученных в лаборатории, для одного и того же месторождения могут быть получены разные значения коэффициента открытой пористости [12].

Это явление называется масштабным эффектом, что тесно связано с понятием репрезентативного элементарного объёма, т.к. является зависимостью механических свойств образцов горных пород от их линейных размеров.

Коэффициент открытой пористости, в большинстве случаев, определяется на образцах керна стандартных размеров (высотой 3 см и диаметром 3 см) по ГОСТ 26450.0-85, что в случае изучения неоднородных пород может быть нерепрезентативным. Репрезентативный элементарный объём, представляет собой пограничный объём между областью проявления микро неоднородности и макро неоднородности.

На практике, при определении пористости горных пород из отдельных фрагментов полноразмерного керна (длиной 1 м) через каждые 25 см изготавливают цилиндрические образцы длиной 5,08-7,62 см и диаметром 2,54 см.

Пористость можно измерять газообъёмным методом (рис. 2), основанным на законе Бойля-Мариотта: в лабораторной системе



Рис. 2. Газовый порозиметр UltraPoroPerm-500

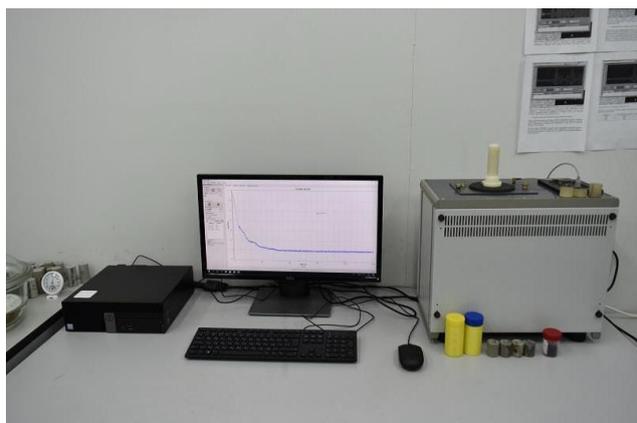


Рис. 3. Аппаратура фиксации параметров ЯМР

изменяют объёмы газа и давление, а по полученным данным рассчитывают объём частиц и пористость вмещающих горных пород.

Коэффициент абсолютной газопроницаемости для образцов горных пород цилиндрической формы определяют по стандартной методике при стационарной фильтрации в соответствии с ГОСТ 26450.2-85 «Методика определения коэффициента абсолютной газопроницаемости при стационарной и нестационарной фильтрации», на приборе UltraPoroPerm-500. При этом величина газопроницаемости измеряется в 10^{-3} мкм² (миллидарси) и рассчитывается по закону Дарси [11].

Изучение пористости горных пород, возможно осуществлять и с помощью метода ядерного магнитного резонанса (ЯМР) [13].

ЯМР возникает в результате одновременного воздействия сильного магнитного поля и перпендикулярного ему переменного электромагнитного поля радиочастотного диапазона на исследуемый образец керна (рис. 3), насыщенный водой. Так как вода содержит

ядра водорода (протоны), то каждый протон обладает спиновым и магнитным моментами.

Очевидно, что исследуемый образец ядра содержит большое количество протонов, тем будет больше пористость горных пород.

Распределение пор по размерам из полностью водонасыщенного керна горной породы с использованием ЯМР может быть получено следующим образом [12]:

$$\frac{1}{T_2} = \rho \frac{A}{V} + \frac{1}{T_{2,B}}$$

где A/V – представляет отношение площади к объёму поры;

ρ – плотность флюидов (от 1 до $10 \text{ мкм} \cdot \text{с}^{-1}$);

$T_{2,B}$ – релаксацию объёмной жидкости.

Этот метод подходит для измерения диаметра пор горных пород в диапазоне от 2 нм до 2 мкм.

Дополнительной возможностью технологии ЯМР является тот факт, что измерения горных пород могут быть продублированы в лаборатории измерениями ЯМР, сделанными на кернах горных пород, извлечённых из этого месторождения, что существенно повышает её объективность. Одним из наиболее распространённых методов изучения пористости вмещающих горных пород является технология рентгеновской компьютерной томографии [13], обеспечиваемая методом послойного исследования образцов горных пород, характеризующихся неоднородным строением порового пространства, в рентгеновском излучении с помощью специальных приборов – томографов.

Эта технология основана на явлении ослабления рентгеновского излучения в зависимости от изменения плотности и атомного состава веществ. В результате получения большого количества рентгеновских изображений объекта и их обработки специальными программными методами формируются объёмные изображения.

При этом рентгеновская компьютерная томография позволяет изучать структурные особенности горных пород на микромасштабе (на уровне мельчайших пор), мезомасштабе и макромасштабе (на уровне ядер диаметром 60-90 мм).

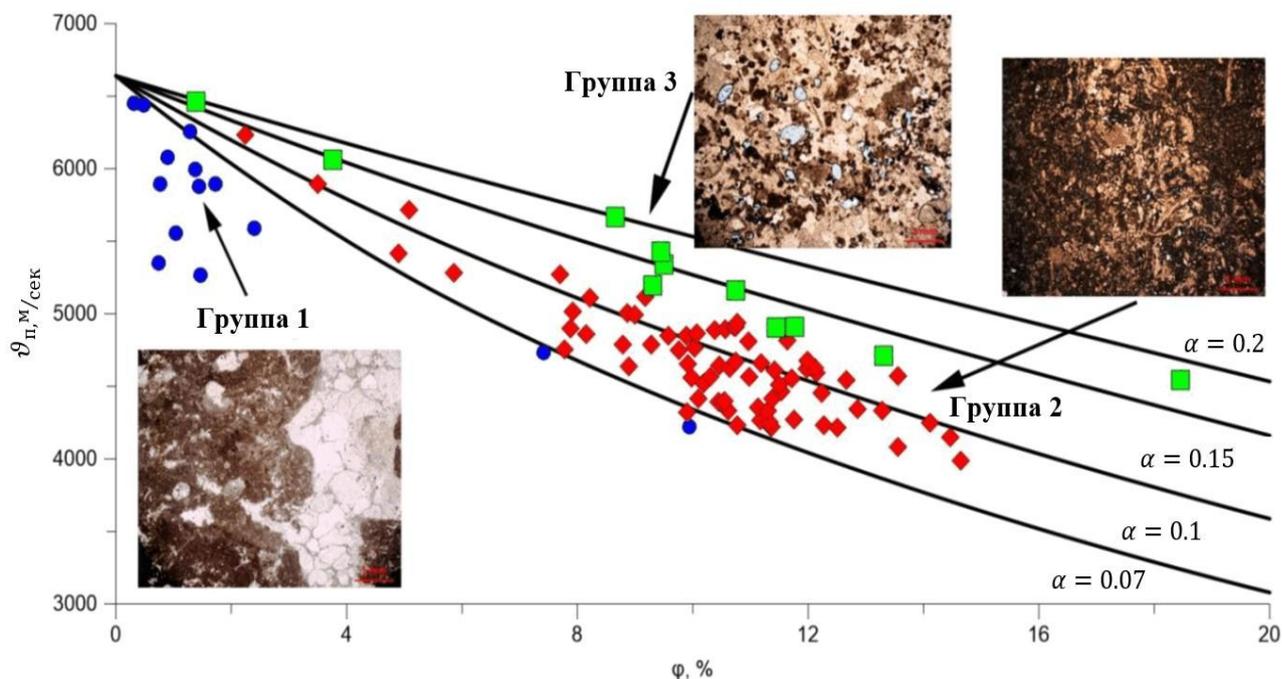


Рис. 4. Пористость в зависимости от скорости продольной волны для различных горных пород: ● – породы с трещиноватостью, которая почти полностью заполнены кальцитом; ■ – преобладает микропористость и межчастичная пористость; ◆ – преобладают макро- и мезопоры

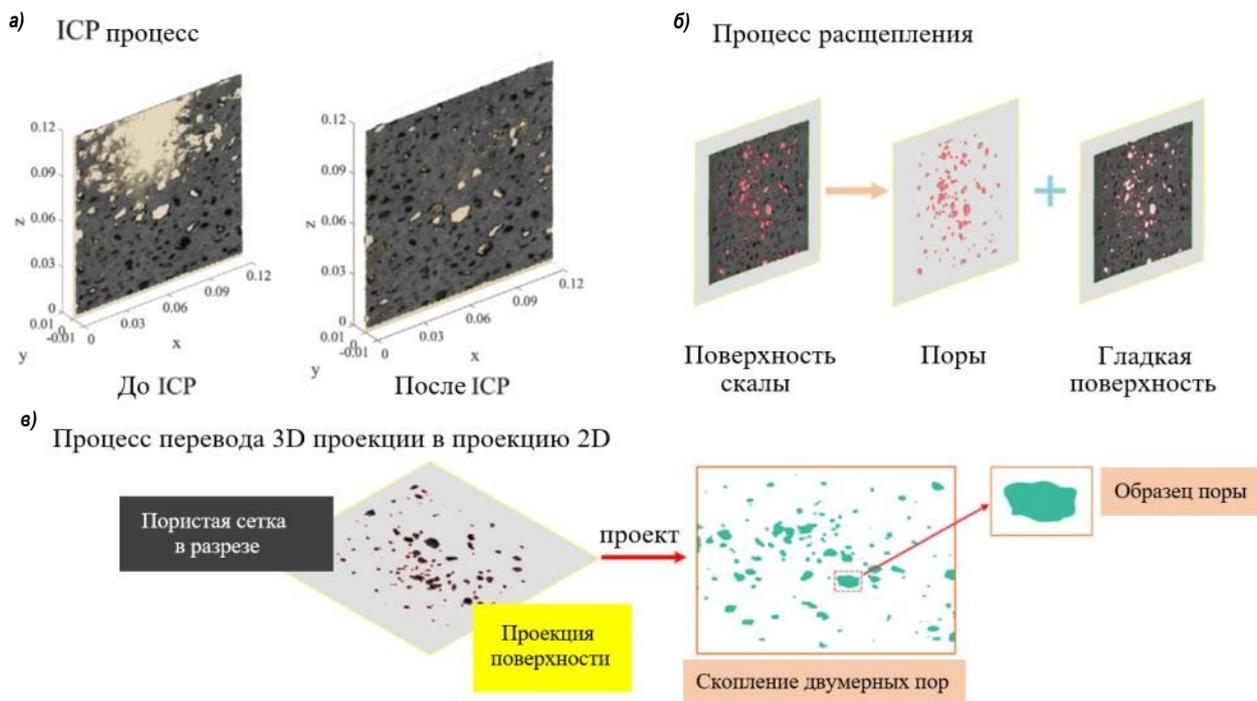


Рис. 5. Принципиальная схема получения 3D модели пор горных пород

В полевых условиях пористость вмещающих горных пород измеряется различными методами геофизики и сейсморазведки.

Так, ультразвуковые измерения пористости могут проводиться на аппаратуре «ПИК-УЗ-УЭП» («Геология»). Система состоит из двух ультразвуковых головок, источника сигнала и осциллографа [15]. Скорости рассчитываются по длине образца и измеренному времени прохождения волн в одну сторону вдоль оси образца. Скорости измеряются в гидростатических (пластовых) условиях при всестороннем давлении 20 МПа. В результате использования такой технологии может быть количественно охарактеризована пористость различных пород (рис. 4).

По результатам осуществленных исследований целесообразно сформировать цифровой Kern [16] и 3D-проекцию пор горных пород (рис. 5).

Для этой цели используется программа 3D-моделирования и картирования Agisoft Metashape (версия 1.8.1, коммерческая, www.agisoft.com).

Исследование было выполнено за счёт гранта Российского научного фонда № 23-27-00444, <https://rscf.ru/project/23-27-00444/>, 2023 г.

Библиографический список:

1. Перегудов В.В., Воробьев А.Е., Шаутонов М.Р. Установка «Сапа» для обработки геологических, минералого-технологических и технологических проб по золоту // Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр: Материалы четырнадцатой международной конференции. – Москва – Бишкек. 14-20 сентября, 2015 г. – М.: РУДН, 2015. – С. 169-170.
2. Воробьев А.Е., Щелкин А.А., Чекушина Е.В., Мастонов Р.А., Нурмуродов Т.Н., Жухина Б.К. Определение влагоемкости и влияния глинистой фракции на проницаемость горных пород и руд // Труды Международной научно-практической конференции «Наука и образование – ведущий фактор стратегии «Казахстан – 2030». Часть II. – Караганда, 2012. – С. 62-63.
3. Воробьев А.Е., Перегудов В.В., Данилов В.В., Милаев В.Ю., Дресвянников М.А., Таханова Л.К., Вольнец А.В. Компьютерная обработка результатов анализов геологических и минералого-технологических проб при проведении геологоразведочных работ на золото // Материалы XI Международной конференции «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр», 18-21 сентября 2012 г. – Т. II. – Усть-Каменогорск: ВКГТУ, 2012. – 166 с.
4. Воробьев А.Е., Гладуш А.Д. Геохимия золота. Ресурсы и технологии России. – М.: Изд-во РУДН, 2000. – 431 с.
5. Воробьев А.Е., Каргинов К.Г., Козырев Е.Н. Шахтное подземное выщелачивание полиметаллических руд / Под ред. проф. А.Е. Воробьева. – Владикавказ: Изд-во Терек, 2003. – 288 с.
6. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Каргинов К.Г., Погодин М.Л. Технология выщелачивания золота при отрицательной температуре окружающей среды // Под ред. проф. А.Е. Воробьева. – М.: Изд-во РУДН, 2003. – 95 с.
7. Paul Glover. Formation Evaluation MSc Course Notes. <https://www.semanticscholar.org/paper/Formation-Evaluation-MSc-Course-Notes-Selected-Glover/3418bac5e2715949b220d6cb37c0c2ff23182ce0>.
8. Воробьев А.Е., Щелкин А.А., Чекушина Е.В., Мастонов Р.А., Ибрагимов Р.П., Скрипкина К.Г. Экспериментальное изучение фракционного состава и насыпного веса руд и горных пород // Труды Международной научно-практической конференции «Наука и образование – ведущий фактор стратегии «Казахстан – 2030». Часть II. – Караганда, 2012. – С. 54-56.
9. Lin W.R., Tadai O., Takahashi M., Sato D., Hirose T., Tanikawa W., Hamada Y. and Hatakeda K. An experimental study on measurement methods of bulk density and porosity of rock samples // Geoscience and Environment Protection 3. 2015, pp. 72-79. <http://dx.doi.org/10.4236/gep.2015.35009>.
10. Воробьев А.Е., Щелкин А.А., Чекушина Е.В., Мастонов Р.А., Ибрагимов Р.П., Адыканова Л.Ж. Изучение проницаемости горных пород и руд до

заключения и после подпрессовки // Труды Международной научно-практической конференции «Наука и образование – ведущий фактор стратегии «Казахстан – 2030». Часть II. – Караганда, 2012. – С. 57-59.

11. Горшков А.М. Метод определения пористости в сверхнизкопроницаемой породе баженовской свиты по дроблённому керну // Достижения современных естественных наук. – № 12. 2017. – С. 129-133.

12. Lawrence M. Anovitz, David R. Cole. Characterization and analysis of porosity and pore structures // Mineralogy & Geochemistry. Vol. 80. 2015, pp. 61-164.

13. Khassanov D.I., Lonshakov M.A. Investigation of the scale effect and the concept of a representative volume element of rocks in relation to porosity // Georesursy. Vol. 22. Is. 4. 2020, pp. 55-69.

14. Determination of permeability and porosity of rocks // chrome-extension://efaidnbmnnnibpcajpcglclefindmkaj/https://www.crru.ru/kern/eng_prezent_6.pdf.

15. Ziganshin E., Nugmanova E., Kolchugin A. The use of modelling acoustic properties to study the porosity of carbonate rocks on core samples // Proceedings Kazan Golovinsky Stratigraphic Meeting. 2019. Pp. 283-287. DOI: 10.26352/D924F5047.

16. Воробьёв А.Е., Воробьёв К.А. «Цифровой» керн // Горный вестник Узбекистана. – № 1 (76), 2019. – С. 26-30.

НФ-630; НФ-1200М-03

**ВЕРТИКАЛЬНЫЙ
ФРЕЗЕРНО-РАСТОЧНЫЙ СТАНОК**



NMZ
Вдохни жизнь в металл

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

РАСЧЁТ НАГРУЗОК НА РОЛИКООПОРЫ ЛЕНТОЧНОГО КОНВЕЙЕРА НА ЭВМ



Эшмуродов З.О.,
профессор кафедры
«Автоматизация и управление»
НГГТУ, д.т.н.



Исмоилов М.Т.,
ассистент кафедры
«Автоматизация и управление»
НГГТУ



Арзиев Э.И.,
ассистент кафедры
«Автоматизация и управление»
НГГТУ

Мақоллада lentali konveyerlar roliklariga tushadigan turli yuklamalar va ularni EHMda hisoblash uchun konveyer tayanch roliklariga tushadigan yuklamalarni fizik xususiyatlarini, tashilayotgan materiallar turini hisobga oluvchi yuklamalarni hisoblash jarayonini kelgusida kompyuterlashtirish imkonini beruvchi dasturlar yaratish keltirilgan. Roliklar konstruksiyasini yaxshilash ekstremal yuklamalarda ularni ishlash muddatini uzatirishga imkon beradi. Bu esa og'ish hosil qiluvchi yuklamani katta tomonga siljitad, bu standart sharikli podshipniklarni qo'llash imkonini beradi va roliklar ishlash muddatini sezirarli oshiradi. Konveyer rolikidagi maksimal yuklamani EHM da hisoblash kon jinslarini turli yuklanishini uni xususiyatlarga bog'liq ravishda hisoblash imkonini beradi.

Tayanch iboralar: lentali konveyer, yuklama, rolik, podshipnik, tayanch rolik, gorizontaal kism, tashilayotgan material, bosim, fizik-kimyoviy xususiyatlar

Расчёт нагрузок на ролики ленточного конвейера для различных нагрузок и создания программы для ЭВМ, которая будет учитывать влияние вида транспортируемого материала, его физических свойств на нагрузки в опорных роликах конвейера, что позволит в дальнейшем компьютеризировать процесс расчёта нагрузки. Улучшение конструкции роликов при экстремальных нагрузках способствует увеличению их срока службы, поскольку это сдвигает величины нагрузок, при которых возникает перекос в большую сторону, что даёт возможность, используя стандартные шарикоподшипники существенно увеличить срок службы роликов. Расчёт максимальной загрузки на ролики конвейера на ЭВМ, позволяет рассчитать загрузку различных типов горных пород в зависимости от их свойств.

Ключевые слова: расчёт нагрузок, ролики, ленточный конвейер, подшипник, груз, роlikоопоры, радиальная нагрузка, горизонтальный и нижний подшипник бокового ролика, осевая нагрузка на подшипники, давление.

Методика расчёта нагрузок на ролики ленточного конвейера для различных нагрузок и создания программы для ЭВМ, которая будет учитывать влияние вида транспортируемого материала, его физические свойства и нагрузки в опорных роликах конвейера, позволит в дальнейшем компьютеризировать процесс расчёта нагрузки [1]. Одним из негативных факторов, влияющих на работоспособность и долговечность подшипника, является защемляющий момент, повторение которого может привести к заклиниванию и разрушению подшипника. Создаваемые нагрузки на подшипники опоры зависят от физико-механических параметров транспортируемого груза, заполнения его на ленте, положения ролика в опоре и др. факторов (рис. 1). Давление груза на горизонтальный участок ленты равно [2]:

$$P = 2 \cdot l_{on} \cdot p \int_0^{0,5l_p} h_0 dy$$

или

$$P = 0,5 \cdot l_{on} \cdot l_p \left[2 \cdot l_r \cdot \sin \alpha + \left(b_c - \frac{l_p^2}{12b_c} \right) \cdot \operatorname{tg} \varphi_H \right] \quad (1)$$

где l_{on} – расстояние между роlikоопорами, $l_p = K_p \cdot B$
 $K_p = 0,39$ – коэффициент пропорциональности;
 B – ширина ленты;
 $p = 2 \text{ м} / \text{м}^3$ – насыпная плотность.

$$l_p = 0,5(K_B \cdot B - l_p); b_c = l_p + 2 \cdot l_r \cdot \cos \alpha$$

где K_B – коэффициент ширины ленты т.к. $l_p = K_B \cdot B$, то
 $l_r = 0,5 \cdot B(K_B - K_p)$

$$K_B = 0,9 - \frac{0,05}{B}$$

Угол насыпки груза – φ_H , зависит от угла естественного откоса для состояния покоя – φ .

На каждый из боковых наклонных участков ленты длиной l_{on} усилие будет:

$$P_0 = 0,5 \cdot l_{on} \cdot l_r^2 \cdot p(1 + \xi \cdot \operatorname{tg}^2 \alpha) \left[\operatorname{tg} \alpha + \left(1 - \frac{l_r}{3b_c} \cos \alpha\right) \operatorname{tg} \varphi_H \right] \cdot \cos^3 \alpha \quad (2)$$

где ξ – коэффициент бокового давления;

$$\xi = m = \frac{1 - \sin \varphi}{1 + \sin \varphi} \approx \frac{0,18}{f}$$

f – коэффициент внутреннего трения, принимаем его по табличным данным $f = 0,9$, тогда

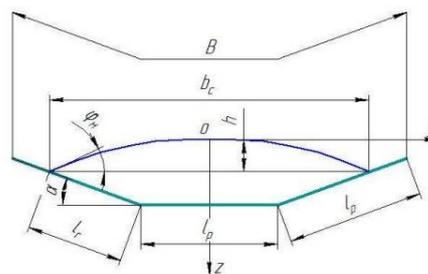


Рис. 1. Схема расположения груза на ленте конвейера

$$\xi \approx \frac{0,18}{0,9} \approx 0,2$$

Сдвигающая ленту сила в поперечном направлении и перпендикулярная вектору её скорости определяется:

$$F_r = 0,5(N + 0,4 \cdot q_l \cdot l_{on}) (f_l \cdot \cos \theta - w_p \cdot \sin \theta) \quad (3)$$

$$F = 0,5(K_3 \cdot N + 0,4 \cdot q_l \cdot l_{on} + G_p) \quad (4)$$

где N , N_B – сила давления на ролик; f_l – коэффициент трения ленты о ролик, $f_l = 0,3$; W_p – коэффициент сопротивления вращения ролика; q – угол перекося; K_3 – коэффициент эквивалентности конвейера, $K_3 = 1$; G_p – вес вращающихся частей ролика; q_l – максимальный линейный вес ленты; $q_l = mBg$, m – масса 1 м^2 ленты.

Радиальная нагрузка на горизонтальный и нижний подшипник бокового ролика определяется по формуле:

$$F_{B,H} = 0,67K_3 \cdot N_B + 0,5 \cdot (0,3 \cdot q_l \cdot l_{on} + G_p \cdot \cos \alpha) \quad (5)$$

$$F\tau_B = 0,5(N_B + 0,3 \cdot q_l \cdot l_{on}) (f_l \cdot \cos \theta - w_p \cdot \sin \theta) + G_p \sin \alpha \quad (6)$$

где K_3 – коэффициент эквивалентности конвейера.

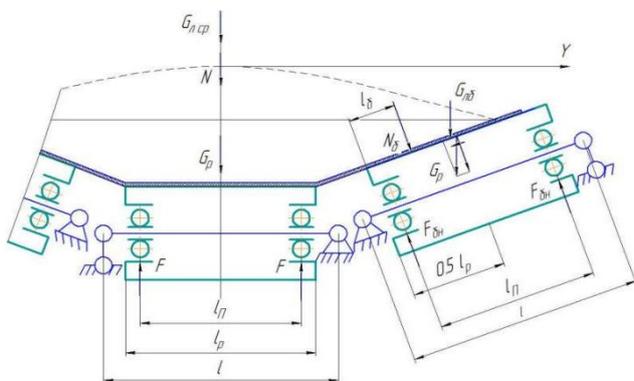


Рис. 2. Расчётная схема нагрузок на подшипники

Расчётные формулы громоздки, со многими данными, и поэтому была разработана программа для ЭВМ [3].

Она предназначена для определения нагрузок на подшипники трёхроликовых жёстких роликкоопор ленточного конвейера. Значения нагрузки определяются в зависимости от вида груза (различные руды, глина и т.д.).

Программа составлена на языке программирования – Delphi 7.0 совместимым с ЭВМ – IBM PC.

Исходные данные:

- длина между роликкоопорами;
- ширина транспортируемых материалов;
- угол роликов; угол откоса; масса 1 м^2 транспортирующих материалов; вес роликкоопор;
- число вращающихся элементов; параметр трения; параметр трения транспортируемой части; параметр сопротивления; угол перекося вращающегося элемента (рис. 2).

Получаемые выходные данные: нормальное усилие ленты; полное усилие на наклонных участках ленты; радиальная нагрузка на подшипники; радиальная нагрузка на нижний подшипник; осевая нагрузка на подшипники, осевая нагрузка на подшипник бокового ролика.

Интерфейс прост, не перегружен лишними элементами и функционален (рис. 3).

Расчёт трёхроликового ленточного конвейера.

Данные конвейера:

- транспортируемый материал – горная порода;
- производительность до $Q = 140 \text{ м}^3/\text{ч}$;
- ширина ленты, $B = 1400 \text{ мм}$;
- скорость конвейера, $V = 1,2 \text{ м/с}$;
- диаметр ролика конвейера 139 мм .

Физико-химические свойства транспортируемого материала различаются, так как свойства горных пород зависят от многих факторов: месторождения, размера частиц, плотности, влажности и т.д. [4-5]. Все данные сведены в таблицу 1.

Расчет нагрузки на подшипники роликов ленточного конвейера

Входные данные

Расстояние между роликкоопорами, м (L_{on})

Ширина ленты конвейера, м (B)

Объемная масса или насыпная плотность, т/м^3 (ρ)

Угол наклона боковых роликов (по умолчанию $\varphi = 20$)

Угол естественного откоса для состояния покоя (φ)

Масса 1 м^2 ленты, кг (табличное значение) (m)

Вес роликкоопоры, кг (табличное значение)

Число роликов в роликкоопоре, ед.

Коэффициент внутреннего трения (табл. значение)

Коэффициент трения ленты о ролик (для приближённых значений по умолчанию ($L = 0,3$))

Коэффициент сопротивления вращения ролика (табличное значение, для тяжёлых условий работы ($W_p = 0,05$))

Угол перекося горизонтального ролика опоры в горизонтальной плоскости (табличное значение) (τ)

Результаты

Нормальное усилие, Н (N)

Боковое усилие, Н (N_B)

Радиальная нагрузка на подшипники горизонтального ролика Н (F_r)

Радиальная нагрузка на нижний подшипник бокового ролика Н ($F_{B\tau}$)

Осевая нагрузка на подшипники нижнего ролика Н (F)

Радиальная нагрузка на нижний подшипник бокового ролика, Н ($F_{B\tau}$)

Примечание: в качестве десятичного разделителя используется запятая «,»

Рис. 3. Расчёт нагрузки на подшипники ролика ленточного конвейера (скриншот)

Расчет нагрузки на подшипники роликов ленточного конвейера

Входные данные

Расстояние между роликкооперами, м ($L_{оп}$)

Ширина ленты конвейера, м (B)

Объемная масса или насыпная плотность, $т/м^3$ (ρ)

Угол наклона боковых роликов (по умолчанию $\varphi = 20$)

Угол естественного откоса для состояния покоя (φ)

Масса $1 м^2$ ленты, кг (табличное значение) (m)

Вес роликкоопоры, кг (табличное значение)

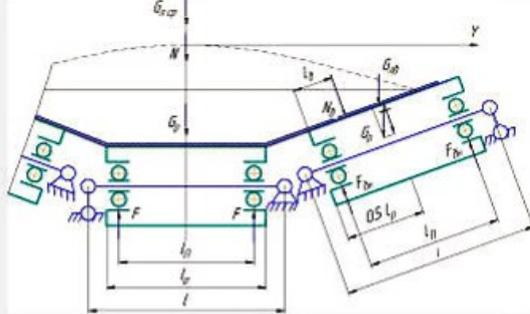
Число роликов в роликкоопоре, ед. **Расчет**

Коэффициент внутреннего трения (табл. значение) **Сброс**

Коэффициент трения ленты о ролик (для приближенных значений по умолчанию ($L = 0,3$))

Коэффициент сопротивления вращения ролика (табличное значение, для тяжёлых условий работы ($W_p = 0,05$))

Угол перекоса горизонтального ролика опоры в горизонтальной плоскости (табличное значение) (τ)



Результаты

Нормальное усилие, Н (N)	2836,000
Боковое усилие, Н (N_6)	576,900
Радиальная нагрузка на подшипники горизонтального ролика Н (F_i)	458,800
Радиальная нагрузка на нижний подшипник бокового ролика Н (F_{i6})	167,200
Осевая нагрузка на подшипники нижнего ролика Н (F)	1611,000
Радиальная нагрузка на нижний подшипник бокового ролика, Н (F_{6i})	546,700

Примечание: в качестве десятичного разделителя используется запятая «,»

Рис. 4. Результаты расчёта (скриншот)

Одним из основных факторов, влияющих на значения внешней нагрузки, является объёмная масса или насыпная плотность ρ ($т/м^3$), для расчёта выбираем максимальное значение из таблицы 1 $\rho_{max} = 2,8 т/м^3$.

Исходные данные:

- длина между роликкооперами, $l_{оп} = 1,1 м = 1100 мм$;
- ширина ленты конвейера, $B = 1,4 м = 1400 мм$;
- угол наклона боковых роликов, $\alpha = 180$;
- угол естественного откоса для состояния покоя, $\varphi = 360$;
- масса $1 м^2$ ленты, $m = 37 кг$;
- вес роликкоопоры, $G_p = 49,8 кг$;
- число роликов, $n = 3$;
- коэффициент внутреннего трения, $f = 0,9$;
- коэффициент трения ленты о ролик, $f_p = 0,3$;
- коэффициент сопротивления вращения ролика, $W_p = 0,05$;
- угол перекоса горизонтального ролика опоры в горизонтальной плоскости, $q_{дол} = 008^\circ$.

После ввода исходных данных, включаем «РАСЧЁТ» и получаем следующие данные (рис. 4): нормальное усилие, приложенное к

горизонтальному участку ленты $N = 2836Н$; полное нормальное усилие на каждый из боковых участков ленты $N_6 = 576,9 Н$; радиальная нагрузка на подшипники горизонтального и нижний подшипник бокового ролика $F = 1611 Н$ $F_{6i} = 546,7 Н$; осевая нагрузка на подшипники $F_i = 458,8 Н$ $F_{i6} = 167,2 Н$.

Результаты показали максимальные нагрузки, которые воздействуют на ролик при его работе. Кроме того, появляются случайные факторы, такие, как ударные нагрузки, крупные куски горной породы, а учесть их в работе практически невозможно [6].

Улучшение конструкции роликов при экстремальных нагрузках способствует увеличению их срока службы, поскольку это сдвигает величины нагрузок, при которых возникает перекося, в большую сторону, что даёт возможность, используя стандартные шарикоподшипники существенно увеличить срок службы роликов и перенести кратковременные ударные нагрузки с меньшим ущербом.

Расчёт максимальной загрузки на ролики конвейера на ЭВМ, позволяет рассчитать загрузку разных типов горной породы в зависимости от его свойств. Таким образом, программа для ЭВМ является универсальной.

Библиографический список:

1. Бобожанов М.К., Эшмуродов З.О. Динамические процессы в электроприводах горных машин // «Проблемы информатики и энергетики». – № 4. – Ташкент: «Фан», 2016. – С. 83-86.
2. Темиртасов О.Т., Шаяхметов Е.Я., Леонов С.Л., Мендебаяв Т.М. Определение нагрузки на подшипники роликов ленточного конвейера // Вестник Национальной академии наук Республики Казахстан. – Алматы, 2016. – № 4. – С. 123-130
3. Эшмуродов З.О., Исмоилов М.Т., Орипова У.З. Математические модели конвейеров транспортировки руды горнотранспортных систем // Университетские науки: электрон. научн. журн. № 7 (88). Июль, 2021. – С. 88-92.
4. Bobojanov M.K., Eshmurodov Z.O., Ismoilov M.T., Arziev E.I., Togaeva G.Z. Study of the efficiency of conveyors of mining transport systems of mining complexes // E3S Web Conf. Volume 177, 2020 XVIII Scientific Forum «Ural Mining Decade» (UMD 2020) 08 July 2020 E3S Web of Conferences 177, 03023 (2020) <https://doi.org/10.1051/e3sconf/202017703023>.
5. Бобожанов М.К., Эшмуродов З.О. Исследование эффективности работы ленточных конвейеров горнотранспортных систем // Проблемы информатики и энергетики. – Ташкент: «Фан», 2020. – № 2. – С. 65-73.
6. Эшмуродов З.О., Бобожанов М.К. Исследование эффективности конвейеров горнотранспортных систем // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2020. – № 3. – С. 109-112

YUQORI MARGANETSLI PO'LAT QUYMA DETALLARINIG SIFAT KO'STATGICHLARINI YAXSHILASH



Abdullayev K.S.,
«NKMK» AJ
«Navoiy mashinasozlik zavodi» ICHB
bosh muhandisi



Rasulov I.B.,
«NKMK» AJ
«Navoiy mashinasozlik zavodi» ICHB
bosh metallurgi



Raxmanov U.J.,
«NKMK» AJ
«Navoiy mashinasozlik zavodi» ICHB
Innovatsion texnologiyalar bo'limi
boshlig'i



Ulugov G.D.,
«NKMK» AJ
«Navoiy mashinasozlik zavodi» ICHB
Innovatsion texnologiyalar bo'limi
yetakchi metallshunos muhandisi, PhD

Bugungi iqtisodiyot yuksalish jarayonida ishlab chiqarish sur'atini jadallashuvi, ishlab chiqarish jarayonida yangi va tejamkor materiallar qo'llashni taqozo etmoqda. Yuqori marganetsli yeyilishga bardoshli po'latlarning mexanik va ekspluatatsion xossalarini kamaytirmagan holda arzon va sifatli turlarini ishlab chiqish bugungi kunning dolzarb vazifalaridan biri bo'lib turibdi. «NKMK» AJ, «Navoiy mashinasozlik zavodi» mutaxassislari tomonidan olib borilayotgan ilmiy-tadqiqot ishlari, yuqori bosim va kuchli yeyilish sharoitida ishlaydigan quyma detallarining ishlab chiqarish muddatini oshirishga yo'naltirilgan.

Tayanch iboralar: quyma detallar, yuqori marganetsli yeyilishga bardoshli po'lat, mexanik xossalar, metall ichki tuzilishi, nometall qo'shimchalar, austenit donlari.

Современный экономический рост требует использования в производственном процессе новых и экономичных материалов. Одной из актуальных задач современности является разработка недорогих и качественных видов высокомарганцевых износостойких сталей без снижения их механических и эксплуатационных свойств. Научно-исследовательские работы, проводимые специалистами Производственного объединения «Навоийский машиностроительный завод» АО «НГМК», направлены на увеличение срока службы отливок, работающих в условиях интенсивного износа и высокой нагрузки.

Ключевые слова: отливки, высокомарганцевая износостойкая сталь, механические свойства, структура металла, неметаллические включения, зерно аустенита.

«NKMK» AJ tog'-metallurgiya bo'linmalarida qo'llanilayotgan ma'dan maydalash uskunalarining uzluksiz ishlashini ta'minlash maqsadida, NMZ ICHB tomonidan yuqori marganetsli yeyilishga bardoshli po'latdan 300 dan ortiq turdagi quyma detallar ishlab chiqariladi. Bugungi kunda ushbu po'latdan ishlab chiqarilayotgan quyma detallarning ulushi oyiga 24 000 *tonnani* tashkil qilmoqda.

Yuqori marganetsli yeyilishga bardoshli 110G13L markali po'latining kimyoviy tarkibi quyidagi me'yoriy texnik hujjatlarda muhirlangan:

1-jadval

110G13L po'latning kimyoviy tarkibi

Me'yoriy texnik hujjat	Elementlarning massa ulushi, %						
	C	Mn	Si	S	P	Cr	Ni
DSt 977-88	0,90-1,50	11,5-15,0	0,30-1,00	0,050	0,120	1,00	1,00
Ts 30745022-038:2022	0,90-1,10	11,5-14,5	0,20-0,60	0,05	0,10	1,0	0,5

2 - jadval

110G13L po'latining mexanik xossalari

Me'yoriy texnik hujjat	Mexanik xossalari				
	$\sigma_v, N/mm^2$	$\delta, \%$	KCU, kJ/m^2	KCV 60, kJ/m^2	
ГОСТ 21357-87	800	25	-	7,0	
DUST 7370-98	I guruh	880 dan yuqori	30 dan yuqori	2,5 dan yuqori	-
	II guruh	780-880	25-30	2,0-2,5	-
	III guruh	690 - 780	16-25	1,7-2,0	-

DSt 977-88 – Po'lat quymalar. Umumiy texnik talablar, davlatlararo standart;

Ts 30745022-038:2022 – 110G13L po'latidan tegirmonlar uchun quymalar. Texnik talablar va ishlab chiqarish tartibi. Tashkilot standarti. NKMK AJ, NMZ ICHB Bosh metallurg bo'limi tomonidan ishlab chiqarilgan. NMZ ICHB direktorining 30.03.2022 y. sanasidagi 156-raqamli buyrug'i bilan tasdiqlangan va kuchga kiritilgan.

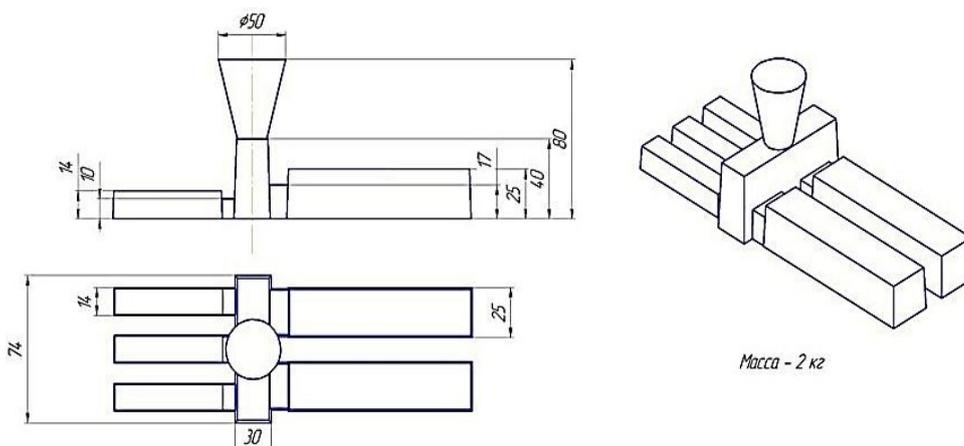
Ushbu me'yoriy texnik hujjatlar bo'yicha elementlar miqdoriy chegaralari 1-jadvalda keltirilgan.

1-jadvaldan ko'rinib turibdiki, po'lat quymalarni mexanik va ekspluatatsion xossalari darajasi kimyoviy tarkibi bilan chegaralanganligiga qaramasdan, har ikkala me'yoriy hujjat ham elementlar miqdorining yetarlicha keng chegaralarini ta'minlaydi.

DSt 977-88 davlatlararo standartida 110G13L po'latining mexanik xossalari qo'yilgan talablar ko'rsatilmagan. Shu bilan bir qatorda, DSt 21357-87 «Sovuqlikka va yeyilishga bardoshli po'lat quymalari. Umumiy texnik talablar» va DSt 7370-78 «R75, R65 va R50 tipdagi temiryo'l krestovinalari» davlatlararo standartlari 110G13L po'latining mexanik xossalar qiymatiga quyidagi talablar 2-jadvalda keltirilgan.

Yuqori marganetsli po'lat quyma detallarining sifat ko'statgichlarini aniqlash maqsadida, «Navoiy mashinasozlik zavodi» ishlab chiqarish birlashmasining quymachilik sexida 110G13L hamda kimyoviy tarkibi o'zgartirilgan 120G17XRL makali po'latlardan 1-rasmda keltirilgan eskizga asosan namunalar quyib olindi.

Namunalarning kimyoviy tarkibini tahlil qilish, mexanik xossalarni aniqlash va mikrostrukturasi tadqiqotlari markaziy zavod laboratoriyasida SPECTROMAXx spektroskopida, R-50 rusmli cho'zish mashinida va MMP-4 rusmli metallografik mikroskoplarda olib borildi.



1-rasm. Tadqiqot ob'ektining mexanik xossalari va mikrostrukturasini aniqlash uchun quyib olingn namunalarning eskizi

Tadqiqot namunalaring kimyoviy tarkibi

3-jadval

Po'lat markasi	Elementni massa ulushi, %							
	S	Mn	Si	S	P	Cr	Ni	B
110Г13Л	1,35	14,5	0,45	0,04	0,10	0,83	0,78	—
120Г17ХРЛ	1,20	16,30	0,32	0,04	0,07	1,38	—	0,003

Tadqiqot namunalaring mexanik xossalari

4-jadval

Mexanik xossalari	σ_v , МПа	δ , %	KCU, Дж/см ²	Qattqlik, HB
Quyma holatida	680-720	15-20	210-250	220-230
Termik ishlov berilganidan keyingi holatda	730-780	23-28	250-280	170-210



2-rasm. Mustahkamlik chegarasini va nisbiy cho'zilishi ko'rsatgichlarini aniqlash sinovi uskunasi (a) va sinov namunalari (b va v)



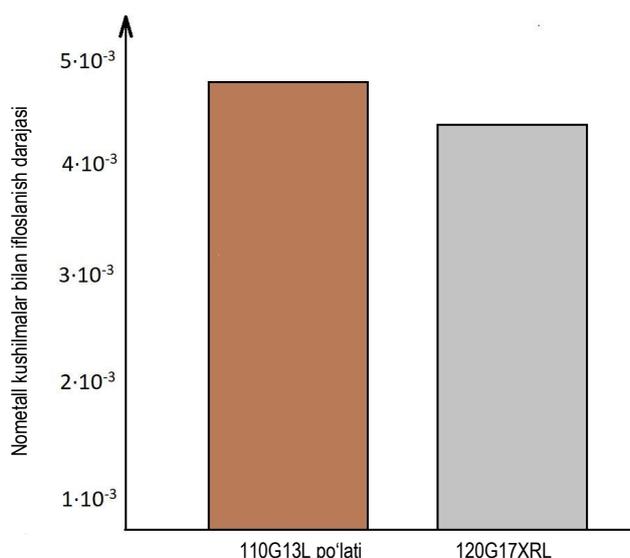
3-rasm. MK-30A rusmli zarbiy qovushqoqlik sinovi uskunasi (a) va sinov namunalari (b)

Namunalarning kimyoviy tarkibi 3-jadvalda, mexanik xossalari 4-jadvalda ko'rsatilgan.

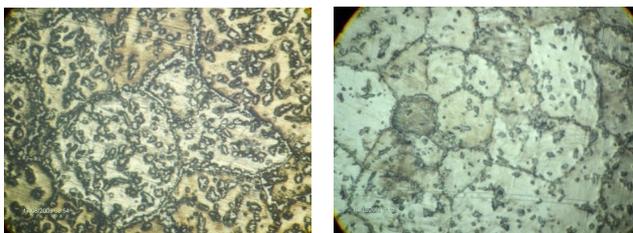
110G13L va 120G17XRL makali po'latlardan tayyorlangan DST 1497-84 «Metallar. Cho'zib sinash usullari» davlatlararo standarti talablariga mos ravishda tayyorlangan namunalarda (3b-rasm), ushbu po'latlarning mustahkamlik chegarasi (σ_v , МПа) va nisbiy cho'zilishi (δ ,%) ko'rsatgichlari 3a-rasmida keltirilgan R-50 rusmli cho'zib uzish mashinisi yordamida aniqlandi.

Namunalarning zarbiy qovushqoqlik ko'rsatgichlari DST 9454-78 «Metallar. Zarbiy qovushqoqligni past, xona va yuqori haroratlarda aniqlashning sinov usullari» davlatlararo standartiga muvofiq, MK-30A rusmli mayatnikli kopyor uskunasi (4-rasm) amalga oshirildi.

Zarbiy qovushqoqlik aniqlangan namunalardan mikroshliflar tayyorlanib (2-rasm), qotishmaning strukturasi o'rganildi. Zarbiy qovushqoqlik aniqlangan natunalar yon tomonlaridan mikroshliflar tayyorlanib, DST 1778-78 «Po'lat. Nometall qo'shilmalarni aniqlash



4-rasm. Tadqiqot ob'ektining nometall qotishmalar bilan ifloslanish darajasini taqqoslash



5-rasm. Namunalarning quyilgan holatdagi ichki tuzilishi, x100: a – 110Г13Л markali po'lat ichki tuzilishi; b – 120Г17ХРЛ markali po'lat ichki tuzilishi



6-rasm. Namunalarning austenizatsiyalangan holatdagi ichki tuzilishi, x100: a – 110G13L markali po'lat ichki tuzilishi; b – 120G17XRL markali po'lat ichki tuzilishi

usullari» davlatlararo standart talablariga muvofiq, nometall qo'shilmalar bilan ifloslanish darajasi aniqlandi. Qotishmaning nometall qo'shilmalar bilan ifloslanish darajasining «L» usuli bilan aniqlangan qiymatlari 2-rasmga keltirilgan diagrammada ko'rsatilgan.

Namunalar ichki tuzilishini tahlil qilish uchun, mikroshlif yuzasiga spirtning sulfat kislotadagi 4% li eritmasi bilan 3 daqiqa davomida kimyoviy ishlov berildi va metall strukturasi aniqlandi.

Namunalarning ichki tuzilishlari quyilgan va termik ishlov berilgan holatlarda tadqiq qilindi. Namunalarga termik ishlov berish (toblash) Ts 30745022-030:2022 tashkilot standarti talablari bo'yicha amalga oshirildi.

Namunalarning ichki tuzilishi tadqiqoti, DSt 5639-82 «Po'latlar va qotishmalar. Dona kattaligini aniqlash usullari» davlatlararo standartni talablari asosida olib borildi. Namunalarning quyma holatidagi mikrostrukturallari 3-rasmga keltirilgan. 110G13L markali po'lat namunalari austenit donlari DSt 5639-82 davlatlararo standartni 3 shkalasi bo'yicha 3-4 ballga ega, bunda karbid fazalari austenit donlari chegaralarida yirik koloniyalar ko'rinishida joylashgan (5a-rasm). 120G17XRL markali po'lat namunalari austenit donlari yuqori balli (5-6) austenit donlari hosil bo'ldi, bunda karbidlar ham austenit donlari ichida va chegaralarida yupqa to'rlar ko'rinishida bo'ldi (3b-rasm).

Quymalarga termik ishlov berilgandan so'ng austenit donlari yuzasida va chegarasida karbidlarning joylashuvi kuzatilmadi (5a-rasm), shunga ko'ra, termik ishlov berish jarayonida karbidlarning to'liq erishi sodir bo'lganligi ko'rindi. Buning natijasida quyma namunalari mikrostrukturasi austenit donlari chegarasidagi karbidlarga xos bo'lgan mo'rt qatlam yo'qotildi. Metallografik tadqiqotlar natijasida ushbu strukturaviy o'zgarishlarni tahlil qilib, termik ishlov berishning to'liq o'tkazilganligi haqida ma'lumot olindi.

Quyma usulida olingan 110G13L markali po'lat va bor bilan modifikatsiyalangan yuqori marganetsli 120G17XRL markali po'lat namunalari, ularning ichki tuzilishi (mikrostrukturasi) metallografik tadqiqotlar o'tkazildi va ichki tuzilishining mexanik xossalari ta'siri aniqlandi.

Tadqiqot natijalarida quyidagi xulosalar qilindi:

1. 120G17XRL markali po'lat ichki tuzilishidagi nometall qo'shilmalar bilan ifloslanish darajasi, 110G13L markali po'lat tuzilishidagi nometall qo'shilmalar bilan ifloslanish darajasiga nisbatan $3 \cdot 10^{-4}$ miqdorda kam ekanligi aniqlandi.

2. 120G17XRL markali po'lat ichki tuzilishidagi austenit donlari kattaligi, 110G13L markali po'lat ichki tuzilishidagi austenit donlariga nisbatan 1-2 ballga maydalashganligi kuzatildi. Austenit donlarining maydalashuvi donlar o'rtasidagi aloqaning kuchayishi natijasida mexanik xossalarning oshishiga olib kelganligi aniqlandi.

3. Tadqiqotlar natijalarini yuqori bosim va abraziv yeyilish sharoitida ishlaydigan quyma detallarda ishlab chiqarish sinovida qo'llash tavsiya etiladi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Kobyakov K.V., Nevar N.F. Bor qotishmalarining temir-uglerodli qotishmalarning xossalari ta'sirini o'rganish // Lityo i metallurgiya. – Minsk, 2014. – № 1. 105-107 betlar.
2. Abdullaev K.S., Axmedov X.I., Bobodustov Z.M. Ulugov G.D. NMZda quyilgan 110G13L yuqori marganetsli po'latning tuzilishi va xususiyatlarini o'rganish. // O'zbekiston konchilik xabarnomasi. – Navoi, 2020. – №2. 64-66 betlar.

SUYUQLANTIRUVCHI QO'SHIMCHALAR VA SHISHA CHIQUINDILARI QO'SHILGAN QO'RG'OSHIN SILIKATLI SHISHALARNI SINTEZI

PbO-SiO₂ sistemasiga Na₂O, CaO, B₂O₃ va Al₂O₃ oksidlarini qo'shish orqali shishaning qaynatish haroratini pasaytirishga erishilgan. Shishalarning fizik-texnologik ko'rsatkichlari va ularning strukturasi IQ spektroskopiya va elektron mikroskopiya usullarida o'rganilgan. Barcha o'rganilgan namunalarda shishalarni eritish vaqtining davomiyligi va shixtaga kiritilayotgan qo'shimchalarning turiga bog'liq strukturaviy xossalari bilan farqlanadigan mustaqil sferalar hosil bo'lishi aniqlangan.

Mikroshishashariklar olish uchun ishlab chiqarishdagi chiqindilarning to'la qayta ishlatilishiga hamda bu sohada chiqindisiz texnologiya yaratilishiga erishilgan. PbO-SiO₂ sistemasi asosidagi mikroshishashariklarning chiqindilarini shixtalarni ustiga 1:1 nisbatda qo'shib shisha sintez qilingan. Natijada, PbO-SiO₂ sistemasi asosidagi shixtalarga chiqindi sifatida ikkilamchi xomashyo yoki shisha kukuni qo'shish orqali past haroratda pishuvchi diametrlari d = 56 mkm, d = 90 mkm va d = 125 mkm bo'lgan mikroshishashariklar olingan.

Tayanch so'zlar: PbO-SiO₂ sistemasi, shisha, mikroshishasharik, bor oksidi, nur sindirish ko'rsatkichi, IQ spektroskopiya usuli, shishaning yutilish spektri.

При добавлении оксидов Na₂O, CaO, B₂O₃ и Al₂O₃ в систему PbO-SiO₂ удалось снизить температуру варки стекла. Физико-технологические показатели стёкол и их структура изучены методами ИК-спектроскопии и электронной микроскопии. Установлено образование самостоятельных сфер во всех исследованных образцах, различающихся по структурным свойствам в зависимости от продолжительности времени расплавления стёкол и вида добавок, вносимых в шихту.

Достигнуто полное повторное использование отходов производства для получения микро-стеклошариков и создания безотходной технологии в этой области. Стекла синтезировали путём добавления отходов микро-стеклошариков на основе системы PbO-SiO₂ в соотношении 1:1 в шихту. В результате добавления вторичного сырья или порошка стекла в качестве отходов к шихте на основе PbO-SiO₂ были получены микро-стеклошарики при низкой температуре диаметром d = 56 мкм, d = 90 мкм и d = 125 мкм.

Ключевые слова: система PbO-SiO₂, стекло, микро-стеклошарик, оксид бора, показатель преломления света, метод ИК-спектроскопии, спектр поглощения стекла.



Adinayev X.A.,
O'ZR FA Umumiy va noorganik kimyo instituti "Silikatlar kimyosi va kimyoviy texnologiyasi" laboratoriyasi doktranti, t.f.n., dotsent

O'zbekiston Respublikasida rivojlangan sohalardan biri shisha ishlab chiqarish sanoati bo'lib, u xalq xo'jaligining turli tarmoqlarida ayniqsa, qurilish va texnika sohalarida keng ko'lamda ishlatilmoqda [1]. Respublikamizda hozirgi kunda qo'rg'oshin tarkibli mikroshishashariklarga bo'lgan ehtiyoj kun sayin ortib bormoqda. Mikroshishashariklar asosida yasalgan yo'l-signal belgilari sifatli, nur sindirish ko'rsatkichi yuqori, rangi aniq va ravshan bo'lgan holda seqatnov yo'llarga qo'yiladi va havfsizlik ta'minlanadi.

Shisha ishlab chiqarishda ayniqsa, mikroshishashariklar ishlab chiqarishda katta miqdorda shisha chiqindilari hosil bo'ladi. Bular asosan o'ta katta va o'ta kichik o'lchamlardagi mikroshishashariklar hisoblanishadi. Adabiyotlar taxliligiga ko'ra, katta va kichik o'lchamdagi mikroshishashariklarni 30% gacha shixtaga qo'shilishi mumkinligi haqida dalolat beradi.

Bu o'tkazilgan tadqiqotlarning asosiy maqsadi mikroshishashariklar ishlab chiqarishdagi chiqindilarning to'la qayta ishlatilishiga erishish hamda bu sohada chiqindisiz texnologiya yaratishdan iboratdir. PbO-SiO₂ sistemasi asosidagi mikroshishashariklarning chiqindilarini shixtalarni ustiga 1:1 nisbatda qo'shildi.

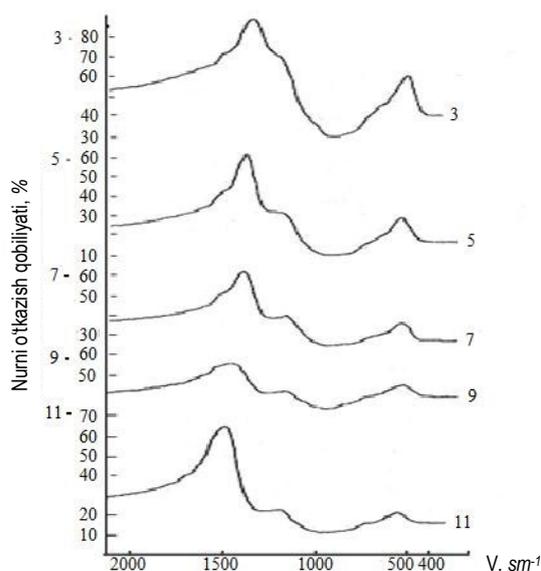
Biz PbO-SiO₂ sistemasi asosidagi mikroshishashariklarning chiqindilarni ikkilamchi xomashyo yoki shisha kukuni deb atashga qaror qildik. Ikkilamchi xomashyo deganimizda d = 40 mkm va undan kam bo'lgan shisha kukuni hamda d = 125 mkm dan katta bo'lgan mikroshishashariklarning chiqindilari tushuniladi. Natijada d = 56 mkm, d = 90 mkm va d = 125 mkm bo'lgan mikroshishashariklar olishga erishildi [2, 3].

O'tkazilgan tajribalar asosida 11 ta tarkib sintez qilingan va o'rganilgan tarkiblardan ikkitasi optimal tarkib deb tanlab olingan. Ularning tarkibi 3-chi shixta bo'yicha (PbO - 80% + SiO₂ - 20%) va 4-chi

1-jadval

B₂O₃ tutgan shishalarning fizik-texnologik ko'rsatkichlari

№	B ₂ O ₃ miqdori	Shixtaning suyuqlanish harorati, °S	Shishaning qaynash harorati, °S	Berilgan haroratda ushlab turish vaqti, min	CHIKK, 10 ⁻⁷ ·grad ⁻¹	Nur sindirish ko'rsatkichi, n _D	Namunaning rangi
Sh-1	0	800	1000	60	77	1,85	sarg'ish
Sh-2	0,5	780	980	60	70	1,84	sarg'ish
Sh-3	1	760	960	50	61	1,83	to'q-sariq
Sh-4	1,5	740	940	50	62	1,82	to'q-sariq
Sh-5	2	720	920	40	63	1,81	to'q-sariq
Sh-6	2,5	700	900	35	64	1,80	to'q-sariq
Sh-7	3	680	880	30	65	1,79	och sariq
Sh-8	3,5	660	860	25	67	1,78	och sariq
Sh-9	4	640	840	20	69	1,77	och sariq
Sh-10	4,5	620	820	15	70	1,76	och sariq
Sh-11	5	600	800	10	71	1,75	sarg'imir



1-rasm. PbO-SiO₂ sistemasidagi IQ spektri yutilish chiziqlarining B₂O₃ qo'shimchasi qo'shish bilan o'zgarishi: 3 – B₂O₃ - 1%; 5 – B₂O₃ - 2%; 7 – B₂O₃ - 3%; 9 – B₂O₃ - 4%; 11 – B₂O₃ - 5%

2-jadval

Sintez qilingan shishalarning yutilish spektrlari		
№	Shisha tarkibi, mas. %	Shishaning yutilish spektrlari, sm ⁻¹
Sh-2	80 PbO + 20 SiO ₂ + 0,5 B ₂ O ₃	1775 1650 1425 1275 875 775 650 450
Sh-3	80 PbO + 20 SiO ₂ + 1,0 B ₂ O ₃	1800 1675 1450 1300 900 800 675 475
Sh-4	80 PbO + 20 SiO ₂ + 1,5 B ₂ O ₃	1825 1700 1475 1325 925 825 700 500
Sh-5	80 PbO + 20 SiO ₂ + 2,0 B ₂ O ₃	1850 1725 1500 1350 950 850 725 525
Sh-6	80 PbO + 20 SiO ₂ + 2,5 B ₂ O ₃	1875 1750 1525 1375 975 875 750 550
Sh-7	80 PbO + 20 SiO ₂ + 3,0 B ₂ O ₃	1900 1775 1550 1400 1000 900 775 575
Sh-8	80 PbO + 20 SiO ₂ + 3,5 B ₂ O ₃	1925 1800 1575 1425 1025 925 800 600
Sh-9	80 PbO + 20 SiO ₂ + 4,0 B ₂ O ₃	1950 1825 1600 1450 1050 950 825 625
Sh-10	80 PbO + 20 SiO ₂ + 4,5 B ₂ O ₃	1975 1850 1625 1475 1075 975 850 650
Sh-11	80 PbO + 20 SiO ₂ + 5,0 B ₂ O ₃	2000 1875 1650 1500 1100 1000 875 675

3-jadval

Na ₂ O ₃ asosida olingan shishalarning fizikaviy va texnologik ko'rsatkichlari						
Na ₂ O ₃ miqdori, %	Shishani erish nuqtasi, °S	Pishirish harorati, °S	Berilgan haroratda saqlash muddati, min	ChIKK, 10 ⁻⁷ grad ⁻¹	Nur sindirish ko'rsatkichi, n _D	Namuna rangi
0	800	1000	60	77	1,85	oq sariq
1	750	950	50	64	1,79	to'q sariq
2	740	940	40	62	1,78	to'q sariq
3	730	930	30	60	1,77	och sariq
4	720	920	20	59	1,76	och sariq
5	710	910	10	58	1,75	och sariq

shixta bo'yicha (PbO - 70% + SiO₂ - 30%) deb tanlandi. Ularning kimyoviy va fizikaviy xossalari chuqur o'rganildi.

Shisha olishda suyuqlanish haroratini pasaytirish uchun nazariy rejalashtirilgan tarkiblari keltirilgan. Buni tajriba asosida isbotlash uchun shisha tarkibiga qo'shimcha sifatida hisoblash yo'li bilan aniqlangan va qo'shimchalar Na₂O, CaO, B₂O₃ va Al₂O₃ oksidlari kiritilgan.

Shisha olishda qaynash haroratini pasaytirish maqsadida PbO - 80% + SiO₂ - 20% tarkibli shixta tarkibiga bor oksidi B₂O₃ 1, 2, 3, 4 va 5 mas.% miqdorlarda qo'shilgan.

Bor oksidi shunday nisbatlarda qo'shib o'rganilganki, bunda shishaning asosiy ko'rsatkichlari – rangi, tiniqligi va nur sindirish ko'rsatkichlari o'zgarmadi.

Shixta tarkibiga bor oksidi qo'shilishi natijasida uning suyuqlanish harorati 780°S dan 600°S gacha pasaydi va bor oksidi miqdorini oshirish natijasida qaynatishning maksimal harorati 1100 °S, 1050 °S, 1000 °S va 950 °S larga to'g'ri keladi.

Tadqiqotlarni o'tkazish natijasida kam miqdordagi qo'shimchalar qo'shish yo'li bilan past haroratda suyuqlanadigan shishalar sintez qilishga erishildi. Bunda shishalarning rangi, tiniqligi, shaffofligi, ekologik xavfsizligi va imkoniyat bo'yicha asosiy ko'rsatkichlardan biri bo'lgan nur sindirish ko'rsatkichi koeffitsienti saqlab qolindi (1-jadval).

1-jadvaldan ko'rinib turibdiki, PbO va SiO₂ tarkibini doimiy qiymatida B₂O₃ miqdorini oshirib borish natijasida suyuqlanish harorati pasaydi, suyuqlanish jarayonlari tezlashdi. Shunday qilib, PbO – SiO₂ sistema-sidagi shishaning suyuqlanish harorati berilgan komponent sistema-sidagi nisbatiga bog'liq [4-6].

Sintez qilingan shishalarning strukturasi IQ (Infraqizil) spektroskopiyasi usulida o'rganildi.

Olingan natijalar 2-jadvalda, spektri esa 1-rasmda keltirilgan bo'lib, bunda [SiO₄], [BO₄] va [BO₃] larning strukturaviy guruhlanishidan darak beradi. 850-1050°S haroratda o'rganilayotgan shishaning strukturaviy polimerlanish darajasining oshishini ko'rish mumkin.

Shisha tarkibida 20-30% SiO₂ miqdorida bo'lganida termik qayta ishlash natijasida shishaning kristallanishi bilan birga [SiO₄] va [BO₄] larning tetraedr holatga o'tish miqdori oshib boradi, bu esa polimerlanish jarayonining o'sishi bilan tushuntiriladi [7-12].

Sistematik ravishda shisha strukturasi tarkibiga o'zgaruvchan qonuniyat asosida bir komponentni boshqa komponent bilan almashtirib tekshirishlar olib borildi. 1400 – maksimumida SiO₂ hisobiga [BO₃] gramma miqdorini o'sishi bilan bog'liq. B₂O₃ miqdorini o'sishida intensiv nur yutish polasalari mavjudligi aniqlandi.

3-chi raqamli (PbO – 80% + SiO₂ – 20%) optimal massa tarkibiga Na₂O₃ dan 1, 2, 3, 4 va 5% qo'shish natijasida shixtaning erish nuqtasi va shishani pishirish harorati kamaytirilishiga erishildi.

Olingan shisha namunalari ustida birinchi navbatda infraqizil spektroskopiyasi va rangni aniqlash usullari bilan tadqiqotlar o'tkazildi. Bundan tashqari ularning erish nuqtasi, pishirish harorati, berilgan temperaturada saqlash muddati, chiziqli issiqlikdan kengayish koeffitsienti (ChIKK) va nur sindirish ko'rsatkichlari hamda namuna ranglari aniqlandi.

Aniqlangan natijalar 3-jadvalda keltirilgan.

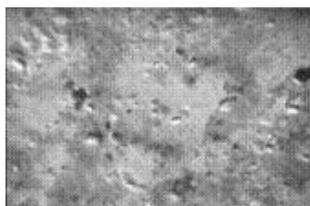
Shishani erish haroratini pasaytirish uchun nazariy rejalashtirilgan tarkiblar ishlab chiqildi. Eksperimental tasdiqlash uchun Na₂CO₃, CaCO₃, H₃BO₃ va Al₂O₃ qo'shimchalari aniqlandi va hisoblash usuli bilan shisha aralashmalarga kiritildi.

Eksperimental ravishda H₃BO₃ qo'shilgan tarkibda, Na₂CO₃, CaCO₃ qo'shimchalar miqdori ortishi bilan shishaning erish haroratida pasayish kuzatildi. Aniqlanishicha, kiritilgan qo'shimcha miqdoriga ko'ra, shisha erish harorati 1200 dan 1000°S gacha pasaygan.

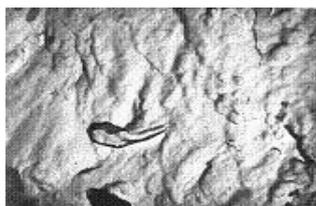
O'tkazilgan tajribalar asosida shisha tarkibiga 1, 2 va 3 guruh elementlar oksidlari qo'shilganda shishaning suyuqlanish haroratini 25°S dan 100°S gacha pasaytirish imkonini berdi, ayniqsa, agar bor oksidi qo'shimcha sifatida ishlatilganda shishaning suyuqlanish harorati 50°S dan 200°S ga kamayadi va bunda sifati shisha olinadi.

Sintez qilingan shisha namunalari 20Å aniqlash imkoniyatiga va 50kV kuchlanish tezlanishiga ega EMV – 100 BR elektron mikroskopida o'rganildi. Bunda bir bosqichli o'zi tortadigan ko'mir-graftitli replika usuli qo'llangan.

Shisha namunalari 2-rasmda silliq sirt tuzilishiga ega bo'lib, chuqurchalar shaklidagi tuzilishga aylanadi, ammo ta'sir qilishning 1 dan 4 soatgacha ortishi bilan sirt silliq bo'ladi. Barcha o'rganilgan namunalarda shixtalarga kiritilgan qo'shimchalar turiga va shisha erish vaqtining davomiyligiga qarab strukturaviy xususiyatlarda farq qiluvchi mustaqil hududlarning ko'rinishi qayd etilgan. Shisha namunalarning yuzasi (3-rasm) boshida katta bloklari, kvartslar uchun xarakterli bo'lib, ta'sir kuchayishi bilan bir xil holga aylanadi.



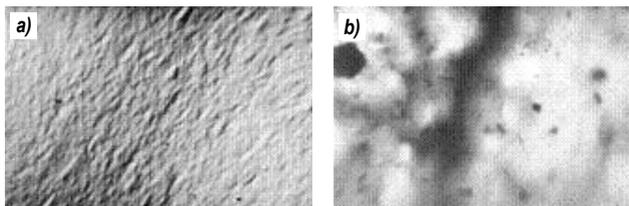
2-rasm. Bir xil shisha tarkibi tuzilishining elektron mikroskopik tasvirlari: PbO_2 80% + SiO_2 20%, B_2O_3 1% va Na_2O 1%. 6000 marta kattalashtirilgan



3-rasm. Bir xil shisha tarkibi tuzilishining elektron mikroskopik tasvirlari: PbO_2 80% + SiO_2 20%, B_2O_3 0,67%, Na_2O 0,67% va CaO 0,66%.

Shisha namunalari *4a-rasm*da yumaloq zarrachalar to'planishi aniq ko'rsatilgan.

O'rganilayotgan shisha namunalari tahlil qilish yanada mukammal tuzilmalarni olish uchun ularning texnologik parametrlarini moslashtirish zarurligini ko'rsatadi. O'rganilgan shisha namunalari taqquqlash ta'sir qilish vaqtining 1 soat yetarli emasligini isbotlaydi va uni 6 yoki undan ortiq soatga oshirish zarur. Haqiqatan ham, *4b-rasm*da namunani 6-24 soat davomida aniqlashtirish va gomogenlashtirish jarayonida bir xil shishalar nuqsonlarsiz olingan. 6, 12 va 24 soatlik tasirdan keyin



4-rasm. Bir jinsli (a) va bir xil (b) shisha tarkibi tuzilishining elektron mikroskopik tasvirlari: PbO 80% + SiO_2 20%, B_2O_3 0,5%, Na_2O 0,5%, CaO 0,5% va Al_2O_3 0,5%.

namunalarning elektron mikroskopik tasvirlari *4b-rasm*da o'rganilayotgan shishalarning bir xil strukturasi mavjudligini tasdiqladi. Barcha o'rganilgan namunalarda shisha suyuqlanish vaqtining davomiyligi va shixtaga kiritilayotgan qo'shimchalarning turiga bog'liq strukturaviy xossalari bilan farqlanadigan mustaqil sohalor hosil bo'lishi aniqlangan.

Shunday qilib, yo'l – signal belgilari uchun sifatli mikroshishashariklarini olishning tarkibi yaratildi. Keltirilgan mikroshishashariklarining xossalari bu turdagi mahsulot olishdagi Davlat standarti GOST 10354-82 talablariga mos keladi. Mikroshishashariklarni ishlab chiqarish uchun shishani qayta ishlash harorati 1000 – 1100°S oralig'ida topildi. Natijada bunday tarkibli shishalarning fizik va kimyoviy xossalari laboratoriya sharoitida o'rganildi.

Xulosa qilib aytganimizda, shixtaga yuqorida keltirilgan oksidlarni qo'shish natijasida haroratni 1100-1200°S dan 900-1000°S gacha pasaytirishga erishildi. Ya'ni harorat 200°S gacha kamaytirildi va natijada shunga yarasha elektr energiya tejab qolindi. PbO – SiO_2 sistemasi asosidagi shixtalarga ikkilamchi xomashyo qo'shish orqali mikroshishashariklar olishga erishildi va chiqindisiz texnologiya ishlab chiqarish yo'lga qo'yildi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Babayev Z.K., Ibragimov D.U., Karimov Sh.X., Kenjayev F.D., Yadgorov A.M. O'zbekistonda shisha sanoatining holati va rivojlanishi // *Universum: texnik fan. Elektron ilmiy jurnal.* – № 2 (47). – Moskva, 2018. 150-154 betlar.
2. Ismatov A.A., Ismatov Q.Yu., Adinayev X.A. PbO - SiO_2 sistemasi asosida shisha olish xossalari va qo'llanilishi // *O'zbekiston kimyo jurnali*, № 1. – T.: UNKI, 2000. 8-10 betlar.
3. Adinayev X.A., Ismatov Q.Yu., Ismatov A.A. PbO - SiO_2 sistemasi asosidagi mikroshishashariklarning chiqindilarini shixtalarga qayta qo'shish orqali mahsulotlar olish // «Sanoatda ekologik muammolar va ularni hal etishda mutaxassislar tayyorlashning roli» Respublika ilmiy-texnikaviy anjuman tezislari. – T.: TDTU, 2000. 10-11 betlar.
4. Sevostyanova T.S. Ftorborat tizimlaridan kristallangan qo'rg'oshin, bariy va lantanidlarining qattiq eritmalariga asoslangan materiallarning fizik va kimyoviy xossalari // k.f.n. ilm.dar. diss. Avtoreferati. – M.: RKTU, 2018. – 17 bet.
5. Hülsenberg D., Hamisch A., Bismarck A. *Microstructuring of Glasses* // Publisher, Springer Berlin Heidelberg, 2008. – 326 p.
6. Konon M.Yu., Polyakova I.G., Stolyar S.V., Anfimova I.N. Na_2O - B_2O_3 - SiO_2 - Fe_2O_3 tizimining turli xil SiO_2 tarkibidagi shishalarda kristallanishi // *Fiz. va kim. Shisha.* – T. 46. – № 6. – Sankt-Peterburg, 2020. 658-662 betlar.
7. Bobkova N.M., Papko L.F. *Shisha va sitallar kimyoviy texnologiyasi.* – Minsk: BDTU, 2005. – 196 bet.
8. Kazmin O.V., Belomestnova E.N., Dits A.A. *Shisha va sitallar kimyoviy texnologiyasi.* – Tomsk: TomPU, 2011. – 170 bet.
9. Ismatov A.A. Silikat va zo'rg'asuyuluvchan materiallar fizik-kimyoviy tahlilining zamonaviy usullari, O'quv qo'llanma, – T.: Fan va texnologiya, 2006. 75-113 betlar.

SHARLI TEGIRMONLARNI SHAR BILAN YUKLANISHDA ELEKTR ENERGIYA SAMARADORLIGINI OSHIRISHNING ASOSIY ISTIQBOLLARI



Ishnazarov O.X.,
O'z. Res. Fanlar akademiyasi Energetika muammolari instituti direktor o'rinbosari t.f.d., professor



Mavlonov J.A.,
NDKTU Ilmiy ishlar bo'yicha bo'lim boshlig'i PhD, dotsent



Mardonov D.Sh.,
NDKTU "Elektr energetikasi" kafedrası doctoranti

Ushbu maqolada, adabiyotlar tahlili natijasida, sharli tegirmonlarni elektr motorlari hamda elektr yuritlarini avtomatik boshqarish orqali energiyasini tejash va elektr energiyasidan foydalanish samaradorligini oshirish imkoniyati taqdim etilgan. Sharli tegirmonlar shar bilan yuklanishida energiya samaradorligini oshirish usullari ko'rib chiqiladi.

Tayanch iboralar: Sharli tegirmonlar, texnologik jarayon, aylanish tezligi, aylanish chastotasi, yuklanishi, yanchish, solishtirma umumdorlik, elektr energiya sarfi, neyron tarmoq, noaniq mantiq, chastota o'zgartirgich, sun'iy neyron tarmoqlari.

В данной статье, в результате анализа литературы, представлена возможность энергосбережения и повышения эффективности использования электроэнергии за счёт автоматического управления электродвигателями и электродвигателями шаровых мельниц. Рассмотрены способы повышения энергоэффективности шаровых мельниц при шаровой нагрузке.

Ключевые слова: шаровые мельницы, технологический процесс, скорость вращения, частота вращения, загрузка, измельчение, удельная производительность, расход электроэнергии, нейронная сеть, нечёткая логика, преобразователь частоты, искусственные нейронные сети.

Kon-metallurgiya, boyitish va qayta ishlash korxonalarini ishlab chiqarishda katta hajmdagi elektr energiya iste'molini talab qiladi. Eng ko'p elektr energiya sarflaydigan texnologik jarayonlar: maydalash, yanchish, filtrlash va quritish jarayonlari bo'lib, elektr energiya sarfining ulushi qayta ishlash zavodining umumiy sarfining 90 %ini tashkil etadi. Ulardan gidrometallurgiya va boyitish korxonalarini hozirgi vaqtda umumiy xarajatlarning 50-70 %ini va eng katta metall xarajatlarini, shuningdek dunyodagi umumiy elektr energiyasining 5,2 %ni iste'mol qiladi. Buning asosiy sababi an'anaviy baraban tegirmonlarining ishlatilishidir. Shu jumladan metallurgiya, boyitish va qayta ishlash korxonalarini dunyo bo'yicha ishlab chiqariladigan elektr energiyani 5-20 %ni iste'mol qiladi [1-3].

Sharli tegirmonlarning unimdorligini oshirishning asosiy usuli – tegirmonning elektr yuritmasi va uskunalarining ish rejimlarini optimallashtirish, sharlarning yuklanishi va elektr motorining to'liq yuklamada barqaror ishlashini ta'minlashga mos ravishda yuqori samaradorlik ko'rsatkichlari o'tkazgichlardagi hamda boshqaruv qurilmasidagi isroflarni kamaytirishga bog'liq. Bunday ish rejimlarini aniqlash va ulardagi uskunalarining ishlashini ta'minlash uchun, zamonaviy boshqaruv tizimlari, shar tegirmonlarini energiya samaradorligini baholash usullari va elektr yuritmalarning ish rejimlarini optimallashtirish hamda algoritmlarini ishlab chiqishni talab etadi.

Adabiyotlar taxlili shuni ko'rsatdiki, sharli tegirmonlarining elektr yuritmalarini boshqarish va ularning elektr energiya samaradorligini oshirish bo'yicha quyidagi asosiy yo'nalishda ilmiy izlanishlar olib borilmoqda: shar tegirmonlarini shar bilan yuklashda dvigatel tezligini rostdash va intellektual boshqarish tizimini joriy etish. Mazkur yo'nalishlarni alohida ko'rib chiqamiz.

Yer osti va yer usti konlaridan foydalanish jarayonida asosiy texnologik jarayonni olib borish uchun rudani yanchuvchi shar tegirmonlari qo'llaniladi. Shar tegirmonlarini ishlatishda boshqaruv tizimlari yuqori elektr energiya sarfiga ega bo'ladi. Yanchish tegirmonlari katta miqdord-

agi elektr energiyani iste'mol qilganligi sababli, ularni elektr energiya tejankor ish rejimlarini takomillashtirishga to'g'ri keladi.

Bu borada, Andreev S.E., va boshqalar yozgan kitoblarida barabanli tegirmonni ishlash prinsipi, sinflanishi, o'z-o'zini yanchuvchi tegirmonni konstruksiyalari. Sharli tegirmonni o'rta yanchish mexanikasi, tezlik rejimi, kritik aylanish chastotasi, parabolik tenglamalari, sharlarning aylanish harakat trayektoriyalari, tegirmonda sharlarning tezlikda tushishi, maydalash yukining og'irligi, kaskad va sharshara rejimida ishlaydigan tegirmonlardagi sharlarni yidirilishi va foydali quvvati, elektr yuritmasidagi isroflar, yanchish organlarini eskirishi, sharlarning ratsional yuklanishi, rudani yanchish hajmi, tegirmonni ekspluatatsiya qilish haqida batafsil ma'lumotlar keltirilgan [2].

Pivnyak G.G. va boshqalar o'z kitoblarida shar tegirmonlaridagi quydagi jarayonlarini ko'rib chiqishgan: barabanni bronli qoplamalari tegirmon tezligiga qanday ta'sir ko'rsatishi, kaskad rejimida quvvat o'zgarishi, tarmoqdan iste'mol qilinadigan quvvat, nam yanchishdagi sharlarning yidirilishi, o'z-o'zini yanchish tegirmonlarining xususiyatlari, rudani tayyorlashni avtomatlashtirish, uskunalarini takomillashtirish, birlamchi tayyorgarlik jarayonlarini rivojlantirish, elektromexanik tizimlarni takomillashtirish, tegirmon ish rejimlarini optimallashtirish, samaradorlikni oshirish materiallarni qo'llash haqida ma'lumotlar keltirilgan [4].

Shar tegirmonidagi elektr energiya sarfi ishlab chiqarish va texnologik omillariga, jumladan tegirmon barabaning himoya qatlamini yemirilishi, tegirmonni sharlar bilan to'ldirilish darajasi va tegirmonning aylanish tezligini rostdanishini inobatga olgan holda aniqlangan. Shar tegirmoni elektr motorining rostdanishini inobatga olgan holda matematik modeli ishlab chiqilgan va uning energiya tejaydigan ish rejimi ishlab chiqilgan. Shar tegirmonining rostdanish usuli barabaning himoya qatlamining yemirilishini inobatga olgan holda takomillashtirilgan. Lagranj usuli asosida shar tegirmonining ishlash rejimini optimal boshqarish algoritmi ishlab chiqilgan [5].

Zarrachalar hajmini kamaytirishning kichik va katta bosqichlari uchun sinov mashinasida sekin maydalash uchun sinov natijalari keltirilgan. Berilgan massa ulushi 74 mikronli zarralar olish uchun zarur bo'lgan energiya sarfi monokristalli kvarts va suv o'tkazgich yordamida aniqlangan. Ikki sinovdan o'tgan materiallar, shuningdek, optimal sharoitda shar tegirmonida yanchilgan. Tog' jinsini qattiq holatida sekin maydalashni ishlab chiqishning mumkin bo'lgan eng samarali usuli haqida ko'rsatmalar berilgan. Shunday qilib, natijalarni sharli yanchish bilan taqqoslash, sharli yanchishni samaradorligi taxminan 80 % ni tashkil etgan.

Pivnyak G.G. va boshqalar maqolasida energiya narxining uzluksiz oshishi va moddiy resurslar kon-metallurgiya majmuasi korxonalarida tejalishi haqida yozilgan. Tog'-kon va qayta ishlash zavodlarining energiya va moddiy resurs xarajatlar darajasini bevosita belgilaydigan omillar orasida energiyani dvigateldan tegirmon barabaniga va barabandan maydalangan xom ashyoga uzatish usuli, sharlarning ishlatilishi, tegirmonlarni uskunalarini eskirishdan himoya qilish samaradorligi, tegirmon aylanish tezligi va uning yuklash rejimi, o'rnatilgan quvvatidan maksimal foydalanishni talab etadi [6].

Mehta A.V. maqolasida sharli tegirmonning maydon faktorlari ko'rib chiqiladi, bunda maydalash va yanchish kompleksi elementlarining 1-rasmda ko'rsatilganidek neyron tarmoq modelini yaratish, yanchish parametrlari ishlashini belgilaydigan asosiy omillarni aniqlashga imkon beradi. Boshqaruv neyron tarmog'ini qurish nafaqat butun kompleks uchun, balki uning alohida elementlari (bosqichlari) uchun ham maqsadga muvofiqligi ko'rsatilgan.

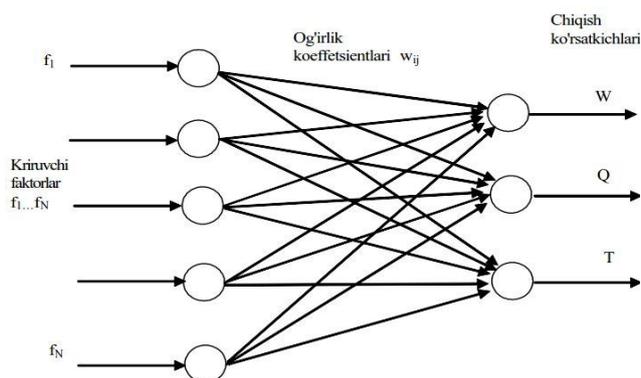
Shu bilan bir qatorda 2-rasm da tegirmondagi sharlarning yuklanishi elektr dvigatelinining salt ishlashdan keying quvvat isrofiga bog'liqlik grafigi tasvirlangan. Sharning ma'lum bir yuklanishdagi quvvat isroflari bo'yicha kritik nuqtalari ko'rsatilgan.

Taranov V.A. dissertatsiyasida eksperimental va nazariy tadqiqotlar va kompyuter modellashtirish yordamida xomashyoni qayta ishlash va tayyorlash jarayonini hamda energiya sarfini kamaytirish bilan birga oltinni qayta ishlash zavodlarida sharli yanchishning texnologik sxemalarini ishlab chiqish va asoslash haqida yozilgan [7].

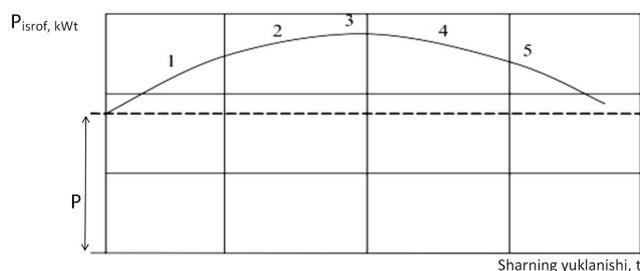
Mateusz Góralczyk va boshqalar maqolasida shar tegirmonlarida mavjud ichki yuk harakati modellari nazorati, energiya iste'molini kamaytirish bo'yicha natijalar keltirilgan. Rudalarning statik bo'lmagan xususiyatlari sharoitida yanchish jarayonini maqbul boshqarishni ta'minlash uchun ilg'or o'lchov usullari zarur. Shar tegirmonida rezonans rejimiga kirish joyidagi tezligini, suv ta'minotini, ishqalanish koeffitsientini yoki tegirmonning aylanish tezligini (o'zgaruvchan tezlikli motorlar uchun) sozlash orqali erishish mumkin. Tegirmonning korpus yuzasiga simsiz datchiklarni to'g'ridan-to'g'ri o'rnatishning ba'zi usullaridan foydalanish kerak. Ikkinchi holda, ma'lumotlarni qayta ishlash algoritmlari tegirmonning aylanish tezligiga qarab tokning oniy holatini hisobga olishi kerak. Sharli tegirmonlarda texnologik parametrlarni maqbul boshqarish bir vaqtning o'zida tezkor monitoring, sharlar va ichki dinamikaning eskirishini diagnostika qilish bilan birlashtirilishi kerak, chunki ularning holati o'lchangan tovush va tebranish signallariga kuchli ta'sir qiladi [11].

Baghdasaryan Marinka maqolasida rudalarni maydalash jarayonida elektr energiyasini taqsimlash jarayonini o'rgangan. Natijada Tegirmonni to'ldirish tezligi, ma'danni yetkazib berish unumdorligi, sharlarning massa zichligi, maydalangan rudaning o'ziga xos zichligi va tegirmonning nisbiy aylanish tezligi elektr energiyasiga ta'siri ustida ilmiy izlanishlar olib borgan. Texnologik sxema bo'yicha ishlaydigan sinxron motorlar tomonidan ishlab chiqarilgan reaktiv quvvatga ta'sir qiluvchi energiya va texnologik omillar o'rganilgan. Rudani maydalash texnologik jarayonining energiya sarfini yaxshilash uchun texnologik jarayonni har tomonlama baholab turish kerak [8].

Nikolay Kolev va boshqalar maqolasida sharli tegirmonlardagi sharlarning fizik mexanik xususiyatlarini o'rgangan va o'zining xulosalarini bayon etgan. Avvalo ularni fizik mexanik xususiyatlarini o'rganib chiqqan va sof po'lardan yasalgan sferik sharlar o'rniga relo sharlarini qo'llashni taklif sifatida kiritgan. Yanchish jarayonida ushbu usuldan foydalanish 14% unumdorlikni oshirishga yordam bergan. Ushbu tetraedr geometrik



1-rasm. Yanchish nazorati uchun neyron tarmoq tizimi modeli



2-rasm. Shar tegirmoni tomonidan iste'mol qilinadigan elektr energiya quvvatining shar yuklanishiga bog'liqlik grafigi



3-Rasm. Yanchish vositalarining yuklanishida: (a) Relo M-1 va boshqa sharlar (b) Relo M2 va boshqa sharlar

shaklni aslida 19-asrda nemis muhandis-mexanigi Frans Relo ixtiro qilgan va o'z nomini bergan. Ushbu sinovlar tarkibi bir xil bo'lgan (0,65 % C, 1,03 % Mn) po'lat sharlar va tetraedrlar yordamida amalga oshirilgan. Bunga ko'ra 3-rasm da ko'rsatilgan sferik shakldagi sharlar o'rniga RGM (relo grinding media) tetraedr geometrik shaklni taklif qilgan.

Yuqoridagi natijalar ko'rsatib turibdiki doimiy ishlatiladigan sharlar o'rniga RGM (relo grinding media) geometrik shakldagi vositalarni ishlatish va yanchish jarayonidagi sharlarning yidirilishi oldini olishga yordam beradi va biz bu ko'rsatkichlarni 1-jadvalda keltirilgan.

Tadqiqot ishi 2 daqiqa davomida o'tkazilib shar tegirmoniga 35 % sharlarni solib bajarilgan. Bu usul yordamida ko'rinib turibdiki elektr energiya sarfini 14 % ga kamaytirib unumdorlik oshishiga yordam berdi va shar yuklanishining quvvat isrofiga bog'liqlik tavsifi 4-rasmda tasvirlangan.

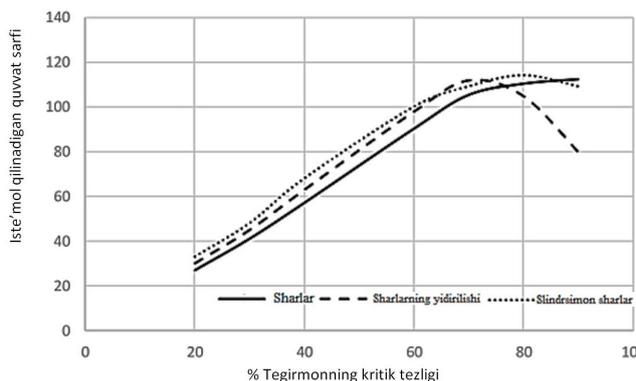
Mike Daniel maqolasida yangi raqamli energiya hisoblagichi orqali rudani maydalash jarayonida elektr energiya va uni sifatini baholashga imkon beruvchi vosita to'g'risida yozilgan. Shuningdek 1949-yilda ilmiy tadqiqot olib borgan Fred. C.Bond o'zining izlanishlari natijasida 2,4 m diametrlil tegirmonda 93 kvt/soat energiya sarf qilgan. Mike Daniel buni o'rganib chiqib quruq maydalash sinovlari va to'liq (2,4 m) nam yanchish tegirmoni o'rtasidagi farqni ko'rsatib bergan [9].

Ushbu hisobotda tog'-kon sanoatida ishlatiladigan shar tegirmonlari yuklanishi va titrash ko'rsatkichlarini o'lchash usulini osonlashtiradigan va quvvatini o'lchash uchun zamonaviy mikrosxemalarni ishlatish to'g'risida yozilgan. Ushbu usul turli xil tegirmon samaradorligi va unum-

1-jadval

Yanchish jarayonidagi sharlarning yidirilish ko'rsatgichi

RGM(Relo Grinding Media) ($\gamma = 7,85 \text{ g/sm}^3$)					Sharlar ($\gamma = 7,85 \text{ g/sm}^3$)				
Sirti (mm)	Massasi (g)	Sirt maydoni (sm^2)	Solishtirma sirt maydoni (sm^2/g)	Quyma zichligi (t/m^3)	Diametri (mm)	Massasi (g)	Sirt maydoni (sm^2)	Solishtirma sirt maydoni (sm^2/g)	Quyma zichligi (t/m^3)
41,4	235	51	0,22	5,2					
40,2	212	48,1	0,23	5,2	38,1	224	45,6	0,20	4,6
33,5	112	33,4	0,28	5,2	31,8	128	31,8	0,25	4,6
26,7	61,5	21,1	0,35	5,2	25,4	65,5	20	0,31	4,6
23,8	43	16,9	0,39	5,2	22,2	43,5	15,5	0,36	4,6
20,1	25,8	12,1	0,47	5,2	19,1	27,3	11,5	0,42	4,6



4-rasm. Turli xil materiallar uchun tegirmon tezligiga qarab quvvatni o'zgarishi

dorligiga ta'sirini o'rganish va tashqi yuklash traektoriyalarini ko'tarish profilari va tegirmon tezligi bo'yicha modellashtirish uchun ishlatilgan [15].

Qilingan tadqiqot tegirmonning elektr energiya samaradorligini taxminan 22 % ga oshirganligini ko'rsatdi. Yuklashi pastroq va tezligi yuqori bo'lgan tegirmon uchun turli xil ko'targichlarning quvvat sarfi ham ozgina farqni ko'rsatdi. Berilgan ish sharoitida traektoriyalarni modellashtirish, ayniqsa tegirmonning yuqori tezligida, tegirmonning haqiqiy yuki to'g'ri traektoriyalar uchun kamida 31 % bo'lishi kerakligini ko'rsatgan.

Ishda ishlab chiqilgan matematik model yordamida ruda sifati aniqlangan shar tegirmonida oltin bor rudalarni maydalash jarayonini avtomatik boshqarish uchun ko'p konturli tizimni yaratish haqida yozilgan. Dissertatsiya ishida oltin bor rudalarni sharli tegirmonlarda yanchish uchun avtomatik boshqaruv tizimi ishlab chiqilgan. Bu esa tayyor sinflanishni barqarorlashtirish, elektr energiyasining o'ziga xos sarfini minimalashtirish imkonini berdi [16].

Ushbu maqolada uchta kirish va uchta chiqish signallari bilan shar tegirmoni tizimini boshqarishni amalga oshirish uchun MPC-DO (MPC-model predictive control – DO-disturbance observer) asosida birlashtirilgan boshqaruv tizimi taklif etilgan. Tizimdagi tashqi buzulishlardan, ruda qattiqligining tebranishlaridan, ichki buzulishlardan, shu jumladan modeldagi nomuvofiqliklarni aniqlaydi va himoya qiladi. Simulyasiya natijalari shuni ko'rsatadiki, MPC-DO asosidagi kompozit boshqaruv davri sharli tegirmonlarning texnologik jarayonini boshqarishda yaxshi kuzatuv va shovqinga qarshi xususiyatlarga ega [10].

Ishda foydali qazilmalarni qazib olish va qayta ishlashning zamonaviy sharoitida unumdorlik va energiya samaradorligini oshirish zarurligi aytib o'tilgan. Ushbu yaxshilanishlarga erishishda yordam berish uchun ABB (Asea Brown Boveri) yanchish samaradorligini oshiradigan, energiya sarfini kamaytiradigan va yanchish sikli davomida uskunaning ishlash muddatini uzaytiradigan ilg'or jarayonni boshqarish tizimi taklif etiladi [18].

Modelni bashoratli boshqarish (MPC- model predictive control) ekvivalent kirish buzilishi (EID-equivalent-input-disturbance) yondashuvi bilan kombinatsiyasidan foydalangan holda shar tegirmonida yanchish jarayoni uchun tekshirgich ishlab chiqilgan. MPC tadqiq qilingan va

yanchishni boshqarish uchun ko'p o'lchovli algoritmlardan biri sifatida keng qo'llanilgan. U real vaqtda ajratish uchun ishlatiladi. Tekshirgichning dizayni shovqin bilan bevosita bog'liq emas. Bu yaxshi shovqin bostirish samaradorligini yuzaga keltiradi va ishonchlikni oshiradi.

Sharli tegirmon ichidagi qattiq zarrachalarning yuklanishini baholash uchun o'lchov vositasidan foydalanish taklif qilingan, o'lchash sharning kattaligi va zichligi an'anaviy yanchish vositalarining kattaligi va zichligi bilan bir xil bo'lib solishtirilgan. Turli xil rudalar bilan

yanchish tajribalari o'tkazilgan. Odatda yuklanish darajasi yanchish samaradorligi indeksiga va tegishli energiya sarfiga qarab tasniflangan. SVM (SVM- support vector machine) modelidagi optimal parametr qiymatlarini aniqlash uchun turli xil usullardan foydalanilgan, shu jumladan zarralar to'dasi optimizatori (PSO- particle swarm optimizer), genetik algoritim (GA-genetic algorithm) va panjara qidirish (GS- grid search). Natijalar (PSO-particle swarm optimizer) da 96,67 % aniqlikka erishish mumkin. Bu ish, real vaqtda tegirmon unumdorlik xususiyatlarini aniqlash va ishlashini nazorat qilish va foydalanish imkoniyatini ko'rsatadi.

Empirik to'lqin konvertatsiyasi (EWT-empirical wavelet transform), ko'p o'lchovli loyqa entropiyasi (MFE-multiscale fuzzy entropy) va moslashuv evolyusiyaga ega zarralar to'dasini optimallashtirish uchun sun'iy neyron tarmog'ini tasniflash asosida tegirmon yukini aniqlash usuli (AEPSo-adaptive evolution particle swarm optimization, PNN- probabilistic neural network) tizimi taklif etilgan. Taklif qilingan usulning samaradorlik darajasi 97,3 % ni tashkil etdi. Neyron tarmog'i (BP-back propagation), diskriminant Bayes usuli va (PNN-probabilistic neural network) tasnifi bilan taqqoslaganda, (AEPSo-adaptive evolution particle swarm optimization, PNN- probabilistic neural network) tasnifi umumiy aniqlash tezligini mos ravishda 8 %, 5,3 % va 3,3 % ga oshiradi, bu usul to'p tegirmonning turli xil yuklash holatlarini aniq baholash uchun ishlatilishi mumkinligini ko'rsatadi [11-12].

Sanoat shar tegirmonlarida yanchish jarayoni diskret element usuli (DEM) yordamida o'rganilgan. Birinchidan, yanchish jarayoni bronli qoplamalar bilan modellashtirilgan. Keyin layner turini, ya'ni to'lqin, qovurg'a, Lorain, Osborn va qadam laynerlarini o'zgartirish orqali boshqa oltita mustaqil simulyasiyalarni bajarilgan. Bundan tashqari, simulyasiya natijalarini tekshirish uchun tegirmon laboratoriya miqyosida simulyasiya qilingan. Laboratoriya tadqiqot natijalari bilan DEM simulyasiyasi dasturiy ta'minotida olingan natijalar taqqoslanganda ijobiy ko'rsatkichlarga erishilgan.

Shar tegirmonlarida yanchish ikkita usul, ya'ni DEM (DEM-Discrete Element Method) va DEM-SPH (DEM-Discrete Element Method, SPH-Smoothed Particle Hydrodynamics) yordamida tekshiriladi. Dastlab, ko'taruvchisiz tadqiqot shar tegirmoni ikkala usul yordamida modellashtiriladi. Keyin ikkala usuldan foydalanib, sakkizta to'rtburchaklar ko'targichli yana bir tadqiqot shar tegirmoni modellashtiriladi. Natijalar shuni ko'rsatdiki, ikkala usulda suspenziya balandliklari 28 sm va 25 sm ga kamaytirgan. Ishda parametrlarni baholash tizimi va xom ashyoning mineral tarkibini hisobga olgan holda yanchish jarayoni ishlab chiqilgan. Texnologik jarayonning matematik modeli neyro-noaniq tarmoq modellari yordamida yanchish jarayonini tasniflash ishlab chiqilgan. Baholash uchun loyqa aniqlangan impuls modeli tasniflagichlar bilan yopiq nam yanchish tizimining holati flotasiyada quvvatni tayyorlash sikli ishlab chiqilgan. Ho'l yanchish jarayonini nazorat qilish, tizim holatini baholash uchun noaniq mantiq impuls modellari asosida boshqaruv algoritmi ishlab chiqilgan. Nam yanchish jarayonini avtomatik boshqarishning ikki darajali tizimi taklif etiladi. Pastki darajada nam yanchish pallasining texnologik parametrlari tartibga solinadi. Ushbu avtomatik boshqaruv tizimi tog' jinsi xususiyatlarning o'zgarishini hisobga olishga imkon beradi [13].

Xulosa qilib aytganda yanchish vositalarining kerakli harakatlanish rejimini ta'minlaydigan va yanchish jarayonining samaradorligini sezilarli darajada oshiradigan baraban qoplamalarining oqilona ko'ndalang va bo'ylama profilini o'zgartirish ko'rib chiqilgan. Hisoblash uchun tenglamalar olingan: yanchish jismlarining harakatlanish tezligi traektoriyaning har bir bo'lagi, harakat vaqti, tegirmon barabanining ichki yuzasidan ajralish burchagi, shaming balandligi, shaming kinetik va potensial energiyasi, shar yuklanishining harakasiz yadrosi hajmini va yanchish jismlari harakatining intensivligini tavsiflovchi parametrlar o'rganilgan. Tegirmon ish rejimining rasional parametrlari tegirmon barabanining ko'ndalang va bo'ylama kesimlaridagi bronli qoplamalarining konfiguratsiyasiga qarab aniqlangan. Rudani yanchishda tegirmondagi sharlar va rudaning nisbati, sharlar

ruda bilan suv nisbatining o'zgarishi, barabanning tezligini rostlanishi, tegirmon barabanining himoya qatlami yeyilishi va boshqa bir qator omillar elektr energiya sarfiga o'z ta'sirini ko'rsatadi. Bu omilarni hisobga olgan holda tegirmondagi sharlarning miqdorini rostlash orqali elektr energiyani tejash mumkin. Rudaning sifat ko'rsatkichlari inobatga olingan holda sharlarni optimal qiymatini aniqlash maqsadga muvofiq. Shunga ko'ra shar tegirmonini sun'iy neyron tarmoqlari, noaniq mantiq, genetik algoritmlar asosida boshqarish texnologik talablarni bajarish bilan bir qatorda energiya samaradorligiga erishish mumkin. Natijada, rudaning sifat ko'rsatkichlari inobatga olinib boshqarish yaratiladi, bu esa elektr energiya sarfini minimallashtirish va shar tegirmonlarini optimal ish rejimini ta'minlashga imkon yaratadi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Sleptsova N.A., Kuznetsov N.M. Shar tegirmonining quvvatini tahlil qilish. <https://scienceforum.ru/2013/article/2013004598> // V xalqaro talabalar ilmiy konferentsiyasi. Talabalar ilmiy forumi. – Rossiya – Yakuta, 2013. 3-5 betlar.
2. Andriev S.E., Petrov V.A., Zverevich V.V. Foydali qazilmalarni maydalash, yanchish va elash. – Moskva: Nedra, 1980. – 415 bet.
3. Pivnyak G.G., Vaysberg L.A., Kirichenko V.I., Pilov P.I., Kirichenko V.V. Yanchish texnologiyasi va energetikasi // Oliy o'quv yurtlari uchun darslik. – Moskva: Ruda i metall, 2007. – 296 bet.
4. Ishnazarov O.X. Mavlonov J.A. Basic Directions of Improvement and Improvement of Efficiency Ore Grinding // International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology Vol. 6, Issue 4, April 2019. – India, pp. 269-27.
5. Mavlonov J.A. Rudani maydalash jarayonining elektr energiya samaradorligini oshirish (Navoiy kon-metallurgiya kombinati misolida) // Dissertatsiya avtoreferati. – Toshkent, 2020 y.
6. Pivnyak G.G., Kirichenko V.I., Pilov P.I., Kirichenko V.V., Alapaevsk V.G. Kon-metallurgiya kompleksi korxonalarida energiya va resurslarni tejashning istiqbolli yo'nalishi sifatida o'z-o'zini yanchish texnologiyasidan foydalanish. – Moskva, 2009. 356-369 betlar. <https://cyberleninka.ru/article/n/ispolzovanie-tehnologii-prinuditelnogo-samoizmelcheniya-kak-perspektivnoe-napravlenie-energoi-resursosberezheniya-na>.
7. Meyta A.V. Shar tegirmonlarida maydon faktorlarini tatqiq qilish // Energetika: ekanomika, texnologiya, ekalogiya. – Ukraina, 2016. – № 1. 1813-5420 betlar.
8. Taranov V.A. Texnologik sxemalarni optimallashtirish asosida oltin ishlab chiqaradigan fabrikalarda ruda tayyorlash samaradorligini oshirish. – Sankt-Petirburg, 2016. – 81 bet.
9. Nikolay K. Bodurov P. Genchev V. Simpson B. Manuel G. Juan M. A Comparative Study of Energy Efficiency in Tumbling Mills with the Use of Relo Grinding Media. 2021, pp. 735-746. <https://www.mdpi.com/journal/metals>.
10. Mike D. The Researcher Who Rummaged through Bond's Tool Box // JKMC International Conference 2006. Julius Kruttschnitt Mineral Research Centre The University of Queensland. January 2011, pp. 839-866.
11. Husni U. Measuring the efficiency of the tumbling mill as a function of lifter configurations and operating parameters. 2020. – 191 p. <https://www.proquest.com/openview/796b149bb65bc86f8ca8a2ee6bea4037/1.pdf?pq-origsite=gscholar&cbl=18750>.
12. Mavlonov J.A., Mardonov D.Sh. Rudani yanchuvchi tegirmonlarni elektr energiya samaradorligini oshirish usullari // Konchilik xabarnomasi. Ilmiy texnik va ishlab chiqarish jurnali. – Navoiy, 2022. – № 3. 102-104 betlar.
13. Mavlonov J.A., Isomov I.U. Navoiy kon-metallurgiya kombinatida elektr energiyasi sifatini ta'minlash tizimi monitoringi usullari va texnik vositalarini ishlab chiqish. – M.: Problemi nauki. 28-31 bet.

НФ-1200

**УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
КОНСОЛЬНО-ФРЕЗЕРНЫЙ СТАНОК**



NMZ
Вдохни жизнь в металл

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навоийский машиностроительный завод»
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879) 2276214; 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: informz@ngmk.uz

ELEKTR TOKINI O'TKAZUVCHAN SUYUQLIKLAR SARFINI O'LCHOVCHI QURILMALARNI TADQIQ QILISH



Ataulayev A.O.,
NDK va TU «Elektr energetikasi»
kafedrası dotsenti, PhD



Sayidov M.K.,
NDK va TU «Elektr energetikasi»
kafedrası assistenti

Ishlab chiqarish korxonasidan tortib avtomatlashtirishgacha bo'lgan sanoat tizimlarida suyuqliklarning oddiy va murakkab jarayonlaridan harorat, bosim va suyuqlik oqim sarfini aniq o'lchashni talab qiladi. Misol uchun, oziq-ovqat sanoatida qishloq xo'jaligida suyuqliklar oqimini aniq nazorat qilish foydaga bevosita ta'sir qilishi mumkin va o'lchov xatolarini minimallashtirish imkonini beradi. Maqolada suyuqlik oqimini o'lchash texnologiyalari haqida umumiy ma'lumot berilgan va suyuqlik oqimini o'lchashning eng aniq vositalaridan biri bo'lgan elektromagnit oqim o'lchagichlari batafsil muhokama qilingan.

Tayanch iboralar: oqim o'lchagichi, gazsimon suyuqlik, boshqaruv tizimi, quvur, elektrod, g'altak, magnit maydon, integral boshqaruvi, operatsion qism, akustik tebranish, elektromagnit oqim, ultratovushli o'zgartirgich.

Простые и сложные жидкостные процессы в промышленных системах, начиная от производственных предприятий и заканчивая системами автоматизации, требуют точного измерения температуры, давления и расхода жидкости. Например, в пищевой промышленности точный контроль потока жидкостей в сельском хозяйстве может иметь прямое влияние на прибыль и свести к минимуму ошибки измерения. В статье представлен обзор технологий измерения расхода жидкости и подробно рассмотрены электромагнитные расходомеры, являющиеся одним из наиболее точных средств измерения расхода жидкости.

Ключевые слова: расходомер, газообразная жидкость, система управления, труба, электрод, катушка, магнитное поле, интегральное управление, рабочая часть, акустическая вибрация, электромагнитный поток, ультразвуковой преобразователь.

Jahonda xalq xo'jaligi va ishlab chiqarish korxonalarining turli tarmoqlaridagi mavjud texnologik jarayonlarini avtomatik nazorat qilish va boshqaruv tizimlari hamda texnik vositalarini takomillashtirish, jumladan boshqarish usullari va algoritmlari, ularning elementlari va qurilmalarining texnik tavsiflarini yaxshilash, funksional imkoniyatlarini kengaytirish, konstruksiyalarini takomillashtirish yetakchi o'rinni egallamoqda. Dunyoning rivojlangan mamlakatlarida, jumladan AQSH, Angliya, Germaniya, Yaponiya, Rossiya, Xitoy va boshqa davlatlarda, ishlab chiqarish jarayonlari va texnologiyalarini kompleks avtomatlashtirish bazasida ishlab chiqarish samaradorligini oshiruvchi texnologik va ishlab chiqarish parametrlarini nazorat qilish va boshqarishning texnik vositalarini takomillashtirishga katta e'tibor qaratilmoqda. Shu bilan birga suyuqlik oqimini boshqarish bilan bog'liq bo'lgan texnologik jarayonlarda suyuqlik sarfini o'lchovchi boshqaruv tizimlaridagi o'zgartirgichlarining o'lchash sezgirliigi, aniqligi va tezkorligini oshirish, asimmetrik suyuqlik oqimini sarflarini o'lchash xatoligini kamaytirish, eksperimental ekspluatatsiya sharoitlarida ishonchligini oshirish, muhim ahamiyat kasb etmoqda. Suyuqlik sarfini o'lchovchi o'zgartirgichlar birinchi navbatda ishlab chiqarishni boshqarish uchun zarur hisoblanadi. Ularning ishtirokisiz energetika, metallurgiya, kimyo, neft, oziq-ovqat, qishloq xo'jaligi va xalq xo'jaligining boshqa tarmoqlaridagi texnologik jarayonlar optimal rejimini ta'minlash mumkin. Deyarli har bir korxonada suyuq, qattiq yoki gazsimon mahsulotlar oqimini ishonchli o'lchashni talab qiladi. Qabul qilingan ma'lumotlarning nosozligi moddiy xarajatlarning ko'payishiga, umuman korxonaning faoliyatining iqtisodiy samaradorligining pasayishiga olib keladi. Bugungi kunda suyuqlik sarfini o'lchashda bir qancha usullar bilan amalga oshirish mumkin. Ammo ularning aniqlik darajasini oshirishda ilmiy jihat-

dan asoslangan qurilmalardan foydalanish ishlab chiqarish korxonasiga suyuqlik oqim sarfini aniqlikda o'lchash iqtisodiy samara beradi. Buning uchun albatta suyuqlik molekularining tuzilishi bilan ham bog'liq. Suyuqliklar tavsifiga ko'ra qutbli yoki qutbsiz bo'lishi mumkin. Qutbsiz suyuqliklarda elektr o'tkazuvchanligi ulardagi dissotsilangan aralashmalar, masalan namlik mavjudligi tufayli paydo bo'ladi. Qutbli suyuqliklarda elektr o'tkazuvchanligi nafaqat molekularining aralashmaligi, balki qutbli suyuqlikning o'zi molekularining ham dissotsilanishidan kelib chiqadi. Bunday suyuqliklardagi oqim ionlarining harakati va nisbatan katta zaryadlangan kolloid zarrachalardan kelib chiqish mumkin. Suyuqlik sarfini o'lchashda faqatgina suyuqlik xususiyati emas balki o'lchov qurilmaning sifatiga ham bog'liq ya'ni qurilmaning texnologik jarayonini boshqarish tizimidan foydalangan holda suyuqlik sarfini o'lchashda xatolikni kamaytirish mumkin.

1-rasmda suyuqlik oqimini boshqarish uchun sarf o'lchagichi va ijro etuvchi mexanizmdan foydalanib texnologik jarayonni boshqarish tizimi ko'rsatilgan. Tizimning eng past darajasida harorat, suyuqlik oqimi va gaz konsentratsiyasi kabi jarayon o'zgaruvchilari amalga ishirladi. Ushbu funktsiya odatda dasturlashtiriladigan mantiqiy boshqaruvchiga (DMB) kiritilgan kirish moduli tomonidan amalga oshiriladi. Olingan ko'rsatkichlar proporsional – integral (PID) boshqaruvchisi tomonidan tarmoq ravishda qayta ishlanadi. Ushbu ma'lumotlardan foydalanib, DMB jarayonni barqarorlashtirish uchun zarur bo'lgan chiqish signal darajalarini o'rnatadi.

O'zgaruvchan texnologik jarayonlari, diagnostik va boshqa ma'lumotlarning qiymatli ekspluatatsion darajaga, buyruqlar, o'rnatish va kalibrash ma'lumotlari esa eng past darajaga hamda sensorlar va ijro etuvchi mexanizmlarga uzatilishi mumkin.

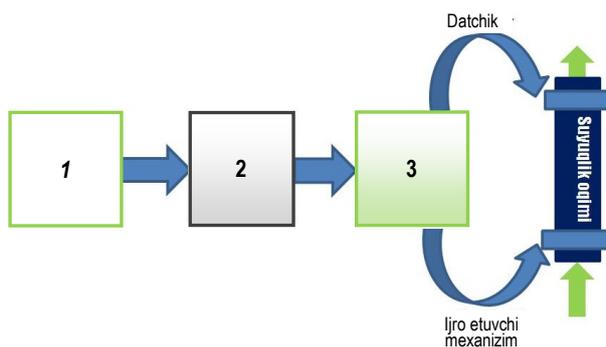
Suyuqlikning hajmiy oqim sarfini aniqlashda oqimning chiqish tezligi orqali aniqlanadi. Ushbu qiymatlar orasidagi bog'liqlik o'lchov amalga oshiriladigan quvur qismining geometriyasi bilan aniq belgilash mumkin. Suyuqlikning hajmiy oqim sarfini o'lchashda bir qancha fizik jarayonlardan foydalaniladi:

- bosimlarning farqi orqali;
- ultratovush orqali;
- elektromagnit induksiya orqali.

Bosimlarning farqiga asoslangan oqim o'lchagichlari keng tarqalgan hisoblanib, ammo ular tizimdagi bosim o'zgarishiga sezgir bo'lib, narxi qimmat va katta o'lchamlarga ega. Ultratovushli o'zgartirgichlar akustik o'zgartirgichlar turkumiga mansub bo'lib, ultratovush chastota diapazonida ishlaydi [1]. Bunda asosan akustik tebranishlarni suyuqlik oqimini va unga qarama qarshi bo'lgan yo'nalishlarida tarqalish vaqtlari farqlari farqini o'lchashga asoslangan usul keng qo'llaniladi. Ushbu o'zgartirgichlar suyuqlik oqimining quvur ko'ndalang kesimi yuzasi bo'ylab emas, balki uning diametri yoki yo'nalishi bo'ylab o'rtacha tezligiga sezgir bo'lganligi sababli, ularning chiqish signallari suyuqlik oqimi profili o'zgarishiga bog'liq bo'ladi. Ultratovush oqim o'lchagichlari o'lchami juda kichik va arzon, ammo ularning kamchiliklari cheklangan aniqlikga ega. Ultratovush oqim o'lchagichlari ishonchlilikni oshirish uchun kontaktsiz o'lchov usuli bilan foydalaniladi, lekin ifoslangan suyuqliklarni o'lchashda foydalanish imkoniyatini cheklaydi.

Elektromagnit oqim o'lchagichlari ikkita farqli ijro etuvchiga ega bo'lishi mumkin. Ular doimiy magnitlar yordamida ham, o'zgaruvchan tok bilan ishlaydigan elektromagnitlardan foydalanish bilan ham amalga oshirilishi mumkin. Shuningdek, elektromagnit oqim o'lchagichlar orasida doimiy va o'zgaruvchan maydonga ega bo'lgan oqim o'lchagichlar ajralib turadi. Doimiy magnit maydon oqim o'lchagichlarda, masalan, eritilgan metallning oqim tezligini o'lchash uchun ishlatiladi. Ion o'tkazuvchan suyuqliklarning hajmiy oqim tezligini hisoblash uchun oqim o'lchagichlarda o'zgaruvchan magnit maydon qo'llaniladi. Elektromagnit oqim o'lchagichlari ham afzalliklarga, ham kamchiliklarga ega bo'lib, ularni qo'llash doirasini belgilaydi.

Elektromagnit oqim o'lchagichlarning konstruktiv xususiyatlaridan kelib chiqqan holda, eng yangi izolyatsion va zanglashga qarshi qoplama materiallaridan foydalanish mumkin, bu esa agressiv va abraziv vositalar oqimini o'lchash uchun bunday oqim o'lchagichlardan foydalanish imkonini beradi. Elektromagnit oqim o'lchagich quvurning

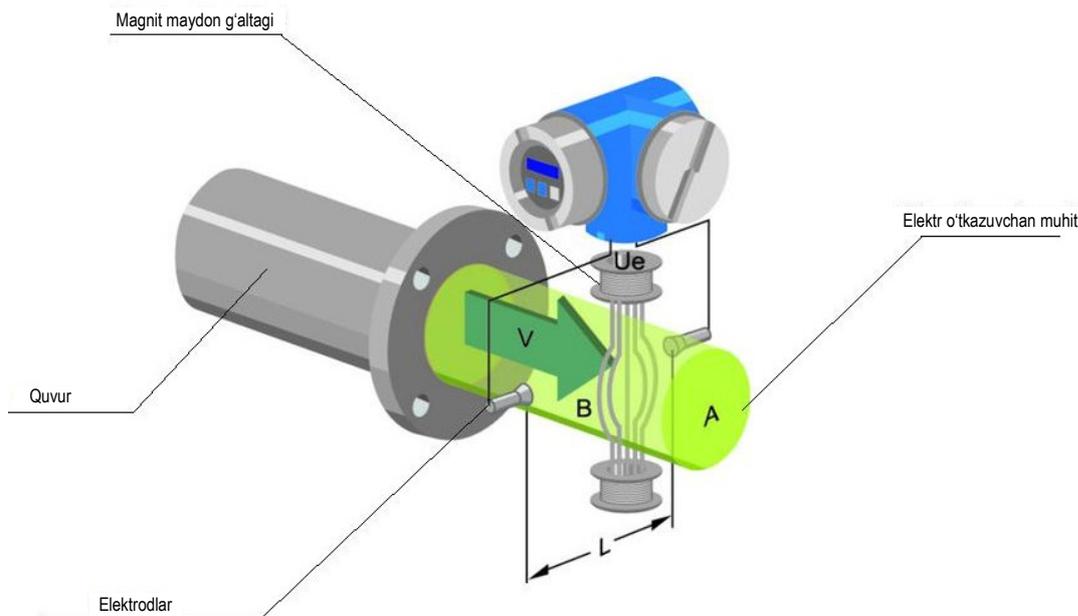


1-rasm. Texnologik jarayonning boshqarish tizimi: 1 – operatsion qism; 2 – boshqaruv qism (kontroller); 3 – dasturlashtiriladigan mantiqiy boshqaruv

tashqi yuzasiga birlashtirilgan solenoidlar to'plamiga ega bo'lgan quvurdan iborat. Solenoidlar kuchlanish hosil qilishda zarur bo'lgan magnit maydonni yaratish uchun ishlatiladi. Quvurda ikkita metall elektrod mavjud. Elektrodlar o'tkazuvchi vosita va qo'zg'atilgan kuchlanishning intensivligi olinadigan qurilma o'rtasidagi elektr zanjirini tugatadi. Kuchlanishni yo'qotmaslik uchun elektro-magnit oqim o'lchagichning quvuri dielektrik (o'tka-zuvchan bo'lmagan) material bilan qoplangan. Elektromagnit induksiya orqali ishlaydigan oqim o'lchagichlari kontaktsiz o'lchashni ham ta'minlaydi.

Ular elektr o'tkazuvchanligi 10 dan 10^{-6} sm/m gacha bo'lgan kislotali, gidroksidli va ionlangan suyuqliklar, shuningdek, toza, ifoslangan, zanglagan yoki yopishqoq suyuqliklar va eritmalarni yuqori aniqlikda o'lchash imkonini beradi, ammo boshqa qurilmalar kabi kamchiliklardan elektromagnit oqim o'lchagichlari uglevodород yoki gaz oqimini o'lchash imko-niyatiga ega emas.

Elektromagnit oqim o'lchagichlar Faradeyning elektromagnit induksiya qonunidan foydalanadi, bu qonunga ko'ra, o'tkazgichning magnit maydondagi harakati kuchlanish hosil qiladi. Bunday holda, suyuqlik o'tkazgich vazifasini bajaradi va magnit maydon bu suyuqlik oqadigan quvurning tashqi tomonidagi qo'zg'atilgan chulg'amlar tomonidan hosil bo'ladi. Induksiyalangan kuchlanishning kattaligi, 2-rasmda ko'rsatilganidek, o'tkazgichning tezligiga, uning turiga, quvur diametriga va magnit maydon kuchiga to'g'ri yo'naltirilgan.



2-rasm. Elektr magnitli sarf o'lchagichi

Signallarning qo'zg'atish chulg'amlari

1-jadval

№	Qo'zg'alish signalining turi	Vaqt diagrammasi
1.	O'zgarmas tok orqali qo'zg'atish	
2.	O'zgaruvchan sinusoidal to'lqini	
3.	Past chastotali kvadrat to'lqin	
4.	Past chastotali uch holatli signal	
5.	Ikki chastotali signal	

tok tomonidan hosil bo'ladi. Elektromagnit oqim o'lchagichlarning muhim jihati ishlatiladigan qo'zg'atish signalining shakliga bog'liq hisoblanadi. Amalda turli xil qo'zg'atish signallari qo'llaniladi, jumladan past chastotali kvadrat to'lqinlar, tarmoq chastotasidagi sinusoidal to'lqinlar, ikki chastotali to'lqinlar va dasturlashtiriladigan impulsning davomiylik to'lqinlar mavjud. Signallarning qo'zg'atish chulg'amlariga misol sifatida 1-jadvalda keltirilgan. Amaliyot shuni ko'rsatdiki, magnit maydonlar chastotasining pasayishini doimiy manbalardan elektromagnitning impulsli quvvat manbaiga o'tish bilan, ya'ni ularning magnit maydonlarini turli qutbli impuls bilan modulyatsiyalashga birlashtirish maqsadga muvofiqdir. Ushbu uslub asosida ishlab chiqarilgan zamonaviy elektromagnit oqim o'lchagich-larda polarizatsiya effektlari va galvanik EYUK ni boshqarish tizimi bataraf etilgan, bunda energiya iste'moli sezilarli darajada kamayadi va metrologik xarakteristikalar sanoat chastotasining sinusoidal shaklining o'zgaruvchan maydonlari bo'lgan oqim o'lchagichlarga qaraganda ancha yaxshi hisoblanadi. Ularning berilgan nisbiy o'lchov xatolari modifikatsiyasiga qarab (0,2 – 0,5) % diapzoniga to'g'ri keladi. Shunday qilib, elektromagnit oqim sarf o'lchagichi turli magnit xususiyatlarga ega bo'lgan muhit oqimini o'lchashga imkon beradi. Shu bilan birga, o'zgaruvchan magnit xususiyatlarga ega muhitni o'lchash uchun umumiy sanoat turidagi sarf o'lchagichni moslashtirish mumkin. Turli sharoitlarda suyuqlik oqimini o'lchash uchun juda ko'p vositalar mavjud. Ular metrologik va texnik xususiyatlarini yaxshilash uchun doimiy ravishda yangilanadi. Oqim o'lchagichni tanlashda o'lchanadigan suyuqlik turiga, uning tozalik darajasiga va ushbu suyuqlik uchun

Matematik jihatdan Faradey qonunini quyidagi formula bilan tavsiflash mumkin:

$$E = k \cdot B \cdot L \cdot V \quad (1)$$

bunda V – elektr o'tkazuvchan suyuqlik tezligi;
 B – magnit maydonning kuchlanganligi;
 L – elektrodlar orasidagi masofa;
 E – elektrodlar orasidagi kuchlanish;
 k – konstanta.

2-rasmda sarf o'lchagich va suyuqlik oqimidan foydalanadigan asosiy jarayonni boshqarish tizimi ko'rsatilgan. Boshqariladigan elektromagnit maydon elektromagnitning chulg'amlari orqali oqadigan

quyilmadan foydalanish texnologiyasiga bog'liq.

Konstruksiyasi bo'yicha datchiklar eng so'nggi izolyatsion, zanglashga qarshi va boshqa qoplamalardan foydalanishga imkon beradi, bu esa agressiv suyuqliklar, shuningdek, abraziv xususiyatlarga ega suyuqliklar oqimini o'lchash imkonini beradi. Olingan EYUK ning oqim tezligiga chiziqli bog'liqligi tufayli qurilmaning shkalasi chiziqli, ya'ni bir xil datchik suyuqlikning oqim tezligini har ikki yo'nalishda ham o'lchashi mumkin. Xulosa sifatida shuni ta'kidlash kerakki, induksion oqim o'lchagichlar metallurgiya, biokimyo va oziq-ovqat sanoatida, qurilish va rudani qayta ishlashda, tibbiyotda keng qo'llaniladi, chunki ular boshqa turdagi oqim o'lchagichlarga nisbatan past inersiyaga ega.

Bibliografik ro'yxat:

- Welt I.D., Mikhailova Y.V. Elektr o'tkazuvchan suyuqliklar oqimi va darajasini o'lchash. Monografiya. – Germaniya: LAP LAMBERT Akademik nashriyoti, 2018. 155-158 betlar.
- Amirov S.F., Ataulloyev A.O. Halqali kanalli oqimidagi elektromagnit o'zgartirgichlarida chiziqli magnit zanjirlarining matematik modellari. Muhandislik va texnologiya sohasida ilg'or tadqiqotlar xalqaro jurnali. – Hindiston: Fan, 2019. 9677-9682 betlar.
- Jurayeva K.K., Fayzullaev J.S. Yangi magnit elastik kuch datchiklarida magnit sxemasining matematik modeli // ToshTYMI Xabarnomasi. – Toshkent, 2019. 143-147 betlar.
- Amirov S. F., Ataulloyev A.O. Suyuqlik oqimi o'lchovi bilan elektromagnit o'zgartirgichlarning matematik modellari. Muhandislik va texnologiya sohasida ilg'or tadqiqotlar xalqaro jurnali. – Hindiston: Fan, 2020. 15811-15815 betlar.
- Ataulloyev A.O. Elektromagnit oqim datchiklarining halqali kanallar bilan aralashuvini tekshirish // Kon-metallurgiya sanoatida zamonaviy texnologiyalar: Xalqaro ilmiy-texnik konferensiyasi materiallari. – Navoiy, 2013. 87-89 betlar.
- Li Ke. Elektromagnit oqim o'lchagichlar yordamida sanoat tizimlarida suyuqlik oqimini aniqligini o'lchash // Texnologiyalar va komponentlar jurnali. – Moskva, 2014. – 178 bet.
- Suxomlinov G.L., Chernishev V.A., Sevostyanov S.S. M1821BM85A mikroprotessoriga asoslangan suyuqlik hajmi oqimini nazorat qilish // O'lchash texnikasi jurnali. – Moskva, 2004. 27-29 betlar.
- Bozkaya C., Tezer-Sezgin M. Birlashtirilgan magnit gidrodinamik oqim tenglamalari uchun asosiy yechimlari // Hisoblash va amaliy matematika jurnali. – Liverpool, 2007. 125-144 betlar.
- Amirov S.F., Ataulloyev A.O., Jumabayev S.X. Suyuqlik sarfini o'lchovchi halqasimon kanalli elektromagnit o'zgartirgichlar magnit zanjirlarining matematik modellari // ToshTYMI Xabarnomasi. – Toshkent, 2019. 143-147 betlar.

ВОЗМОЖНЫЕ ПУТИ ПЕРЕДИСЛОКАЦИИ ХВОСТОХРАНИЛИЩА РАДИОАКТИВНЫХ ОТХОДОВ



Хочиён М.К.,
доцент
кафедры «Экология»
Горно-металлургического института
Таджикистана, к.т.н.



Разыков З.А.,
профессор
кафедры «Экология»
Горно-металлургического института
Таджикистана, д.т.н.



Юнусов М.М.,
профессор
кафедры «Экология»
Горно-металлургического института
Таджикистана, д.х.н.



Ходжибаев Д.Д.,
заведующий
кафедры «Экология»
Горно-металлургического института
Таджикистана, к.т.н.

Maqolada gidrometallurgiya zavodi faoliyati natijasida hosil bo'lgan radioaktiv chiqindilarni birlashtirish natijasida hosil bo'lgan Adrasman (Tojikiston) qishlog'idagi 2-sonli chiqindilarni saqlash omborining holati ko'rsatilgan.

2-sonli chiqindixonaning sirtini va unga tutash hududni gamma-tadqiq qilish natijalari sel oqimining yo'lga boradigan yo'lini hisobga olgan holda keltirilgan. Ko'rsatilgandek, ba'zi joylarda ta'sir qilish dozasi tezligi 3,0 mkSv/soatgacha etadi va bu atrof-muhitga radionuklid migratsiyasining haqiqiy xavfini keltirib chiqaradi.

2-sonli chiqindixonada sel xavfi yuqori bo'lgan vaziyatning Adrasman qishlog'i aholisiga ta'sir qilish xavfini kamaytirish yoki to'liq bartaraf etish masalasi ko'rib chiqildi. O'zlashtirish va tashish bo'yicha texnik yechimlarning mumkin bo'lgan variantlari ko'rib chiqildi. radioaktiv chiqindilarni yangi joylashtirish joyiga, shuningdek, ushbu ob'ektning atrof-muhitga ta'siri xavfini kamaytirish masalalari.

***Tayanch iboralar:** qoldiqlar, radioaktiv chiqindilarni birlashtirish, qoldiqlarni saqlash, jar, ekspozitsiya dozasi darajasi, gamma-surat, qayta joylashtirish, hududlarni zararsizlantirish, qazish, gidrotransport.*

В статье описывается состояние хвостохранилища № 2 пос. Адрасман (Таджикистан), образованного в результате консолидации радиоактивных отходов, образовавшихся в результате деятельности гидрометаллургического завода.

Приведены результаты гамма-съёмки поверхности хвостохранилища № 2 и прилегающей к ней территории с учётом путей прохождения селевого потока до дороги. Показано, что мощность экспозиционной дозы в некоторых местах достигает 3,0 мкЗв/ч, что создаёт реальную угрозу миграции радионуклидов в окружающую среду.

Рассмотрен вопрос снижения или полного устранения риска воздействия на жителей пос. Адрасман, вызванного высокой вероятностью ситуации селевой угрозы на хвостохранилище № 2. Предложены возможные варианты технических решений по разработке и транспортированию радиоактивных отходов к месту новой дислокации, а также вопросы снижения риска воздействия данного объекта на окружающую среду.

***Ключевые слова:** хвостохранилище, консолидация радиоактивных отходов, консервация хвостохранилищ, промоина, мощность экспозиционной дозы, гамма-съёмка, передислокация, дезактивация территорий, разработка грунта, гидро-транспорт.*

Развитие горнорудной промышленности урана выдвинуло сложную проблему транспортирования и складирования больших объёмов опасных производственных отходов – отвалов вскрышных пород, хвостов гидрометаллургической переработки, шламов и промышленных стоков, которые создают определённые трудности при дальнейшем обращении с ними в части обеспечения рационального использования и эффективной защиты от радиационного загрязнения природной среды [1, 2]. В данной статье эта проблема рассмотрена более подробно применительно к законсервированному хвостохранилищу № 2 в пос. Адрасман, находящемуся на площади водосбора горной реки Карамазарсай (Таджикистан).

Хвостохранилище № 2 пос. Адрасман образовано в 1992 г. в результате консолидации радиоактивных отходов, ранее сосредоточенных в хвостохранилищах №№ 1, 3, 4, 5, 6 и образовавшихся в результате деятельности гидрометаллургического завода, который в начале 60-х годов после прекращения деятельности по урановому производству был передан в Минцветмет СССР для получения концентрата из свинцово-цинковой руды [3]. До проведения этих работ, данные хвостохранилища представляли собой практически открытые отвалы, подверженные естественному размыву и ветровой эрозии, т.е. являлись безусловными источниками радиационного

загрязнения окружающей среды. Технические решения по изоляции отходов путём захоронения были разработаны ещё в 1963-1964 гг., однако реализованы они не были. Вопрос вновь был поднят в 1990 г. В 1991-1992 гг. радиационное состояние территории, характер и проявления загрязнений (включая близко расположенные жилые строения) были изучены экологической лабораторией ПО «Востокредмет» (ныне ГУП «Тадждредмет»), после чего были выдвинуты соответствующие рекомендации.

В этот же период (1991-1992 гг.) все скопления радиоактивных отходов (отвалы №№ 1, 3, 4, 5, 6) были передислоцированы на хвостохранилище № 2, как на наиболее подходящее по наличному объёму для дополнительного складирования, расположено относительно жилых застроек и удобству для проведения последующих работ по захоронению.

В 1992 г. на поверхности складированных отходов и окружающей территории была выполнена топографическая съёмка масштаба 1:1000, а затем проведены радиометрические работы (гамма-съёмка и радоновая съёмка), которые послужили основными материалами для оценки радиологического состояния хвостохранилища № 2 перед укладкой консервирующего покрытия и создания водоотводящих сооружений.

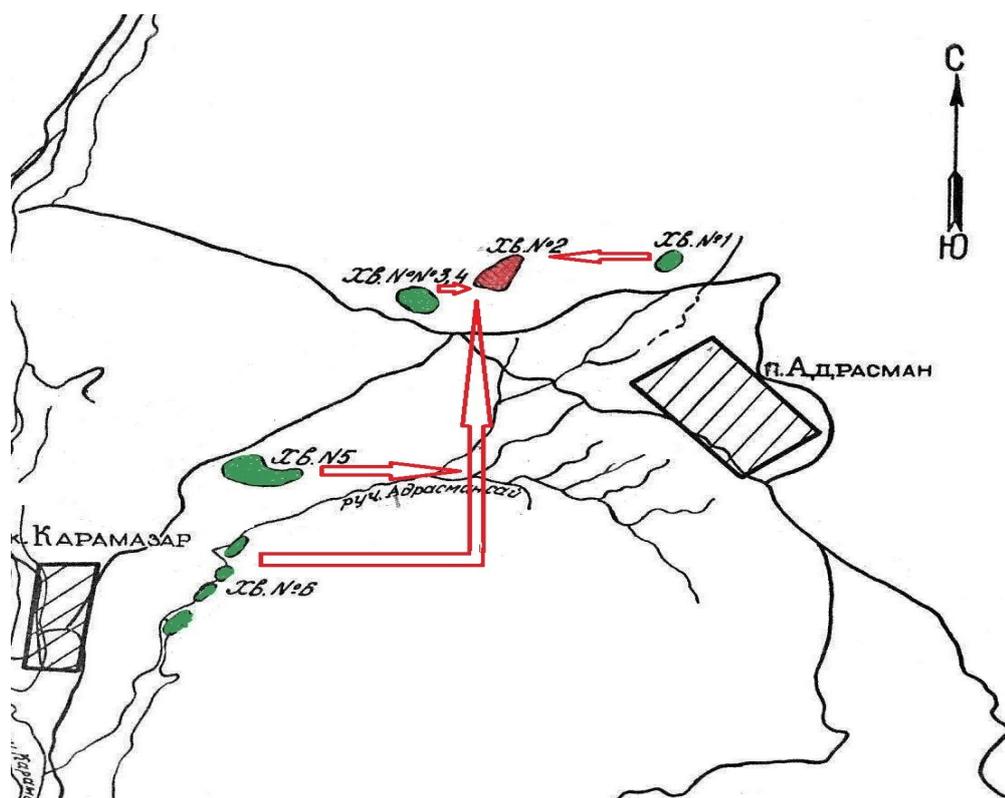


Рис. 1. Ситуационный план радиоактивных хвостохранилищ бывшей промышленной площадки Адрасман

Таким образом, по группе хвостохранилищ радиоактивных отходов в пос. Адрасман была выполнена передислокация отходов с пяти хвостохранилищ и радиоактивного грунта с загрязненных территорий на хвостохранилище № 2, где была произведена их консервация (1993 г.) согласно рабочему проекту – маршрутом-схемой (рис. 1).

Выполнение работ по передислокации отвалов №№ 1, 3, 4, 5 и 6 и консервации хвостохранилища № 2 осуществлялось с помощью строительных машин, механизмов и транспортных средств.

Учитывая значительный объем работ, проектные задачи выполнялись в 2 этапа:

I этап – работы, связанные с передислокацией хвостохранилищ №№ 1, 3, 4, 5 и 6 на хвостохранилище № 2 с последующей дезактивацией территории упомянутых хвостохранилищ и принятие мер по консервации хвостохранилища № 2 пос. Адрасман в соответствии с действующими санитарными правилами;

II этап – работы, связанные с дезактивацией территории всей площадки пос. Адрасман до уровня гамма-фона не более 30 мкР/час (0,3 мкЗв/ч).

В итоге, в хвостохранилище № 2 было сосредоточено 400 000 т слаборадиоактивных отходов (с учётом консервирующего слоя из нейтрального грунта – 500 000 т) на площади 2,5 га.

Необходимо отметить, что разрешение консолидации всех объемов радиоактивных отходов на хвостохранилище № 2 имело временный характер, так как данное хвостохранилище располагается в пределах контура карьера при будущей отработке сереброполиметаллического месторождения Большой Канмансур открытым способом.

В связи с этим, оно создаёт дополнительные трудности по освоению месторождения, так как в процессе его отработки потребуется произвести перезахоронение всего объема заражённых пород, что потребует значительных затрат.

С 2010 г. на хвостохранилище № 2 начали развиваться эрозионные процессы, приведшие к образованию промоин в пионерной дамбе и повреждению консервирующего слоя [4, 5]. Размыв пионерной дамбы под воздействием паводковых вод и атмосферных осадков продолжается и до настоящего времени, из-за чего происходит вынос через промоины радиоактивных отходов и загрязнение почвы на территории, расположенной ниже хвостохранилища – в сторону населенного пункта (рис. 2).

Пешеходная гамма-съемка позволила установить, что на дамбе первой террасы имеются размывы от прохождения селевых потоков и частичное обнажение хвостов. Основное разрушение приходится на дамбу второй террасы (пионерная дамба), его размеры составляют: ширина 13,0 м, глубина 8,0 м и длина по склону 44,0 м. Радиоактивные отходы обнажены полностью, и в образовавшейся промоине значение мощности экспозиционной дозы (МЭД) гамма-излучения достигает $2,0 \pm 3,0$ мкЗв/ч. МЭД на поверхности, загрязненной в результате выноса радиоактивного материала за пределы хвостохранилища, достигает $1,0 \pm 1,4$ мкЗв/ч, а на отдельных участках – $2,5 \pm 3,0$ мкЗв/ч. Повышенными значениями МЭД выделяется площадка, расположенная внизу сая, возле дороги, где значение МЭД гамма-излучения достигает 2,5 мкЗв/ч, о чём свидетельствуют результаты гамма-съемки за 2021 г. (рис. 3).

Из рис. 3 видно, что на значительной части поверхности, мощность дозы гамма-излучения превышает нормативы, установленные для законсервированных хвостохранилищ [6]. Причина заключается в том, что для перекрытия радиоактивных отходов использовались отвалы вскрышных пород бывших шахт и штолен, которые отличаются повышенной радиоактивностью. Кроме того, за время эксплуатации хвостохранилища в результате водной эрозии произошли многочисленные нарушения целостности слоя, перекрывающего радиоактивные отходы.



Рис. 2. Разрушение дамбы хвостохранилища и вынос через промоины радиоактивных отходов

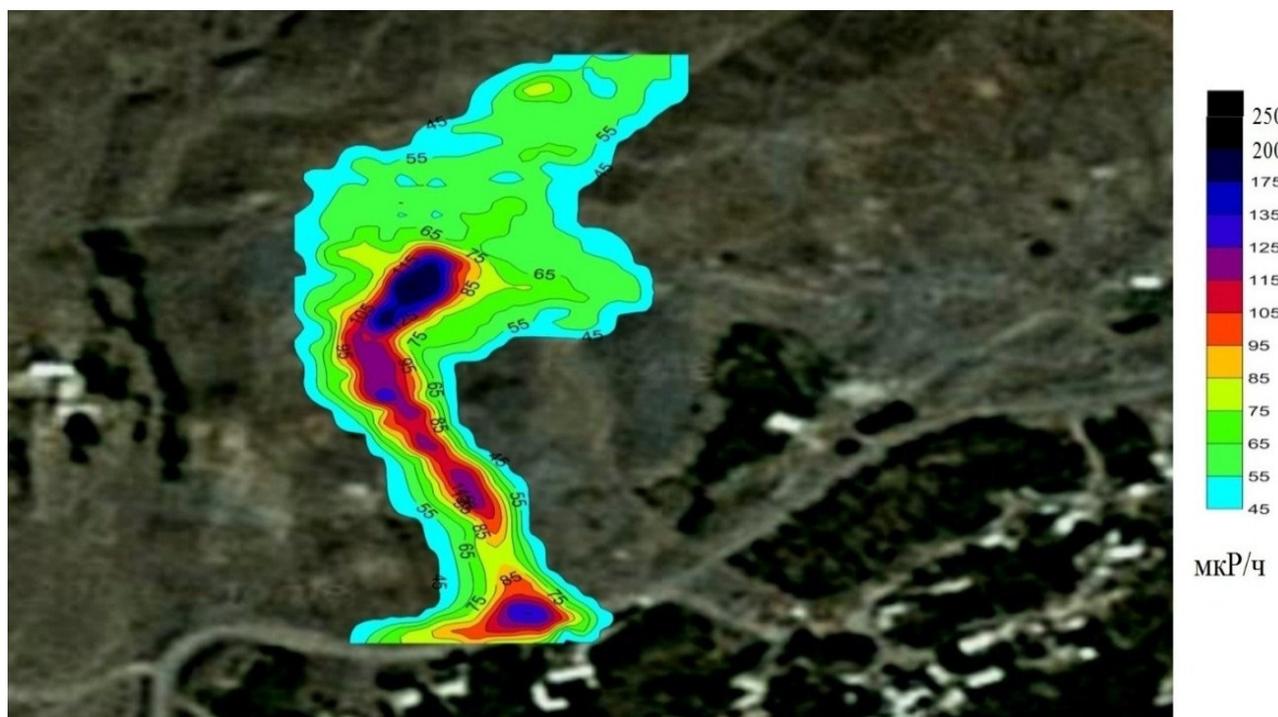


Рис. 3. Карта гамма-поля хвостохранилища № 2 по состоянию на февраль 2021 г.

Учитывая существующие угрозы размыва хвостохранилища и выноса радиоактивного материала в сай, входящий в область водосбора р. Сырдарья, риска распространения радиоактивных отходов в окружающую среду, а также нарушения Закона Республики Таджикистан «О недрах» (ст. 34. Охрана участков недр, представля-

ющих особую научную или культурную ценность), возникает необходимость проведения работ по передислокации данного объекта.

Нами рассмотрены два варианта передислокации радиоактивных отходов к новым местам хранения – хвостохранилищу г. Истиклол (Табашар) и на территории пос. Адрасман с использованием

автомобильного транспорта или, как альтернативный вариант, с помощью гидротранспорта.

С учётом консервирующего слоя из нейтрального грунта, радиоактивное заражение которого неизбежно произойдет при вскрытии хвостохранилища, масса материала, подлежащего передислокации на новое место хранения, достигает 0,5 млн. т. В связи с этим, расчёты по передислокации были выполнены исходя из этого объёма.

Из-за того, что производство работ в том и другом варианте имеет сходный характер, рассмотрены общие мероприятия, выполнение которых потребуется в случае принятия решения о передислокации.

Для выполнения операции по передислокации отходов с использованием автотранспорта, перед началом работ потребуется устройство специальных подъездных дорог, а в отдельных случаях реставрация старых, поврежденных селевыми потоками.

Укладка радиоактивных отходов и загрязнённого грунта может производиться в г. Истиклол (Табшар) в районе отвалов № 5, либо на чаше хвостохранилищ I-II очереди.

Ввиду повышенной ответственности и опасности планируемых работ, необходимо предусмотреть их выполнение только в светлое время суток, т.е. максимум в две смены.

Вариант 1. Передислокация отходов в район г. Истиклол (Табшар). Перевозка отходов осуществляется по маршруту Адрасман → Кансай → Истиклол. Общее расстояние от пос. Адрасмана до г. Истиклол составляет 80 км. Расчёты составлены исходя из положения, что за световой день каждый автосамосвал совершит 2 рейса.

Вариант 2. Передислокация и захоронение отходов в районе пос. Адрасман. При реализации данного варианта необходимо произвести предварительные изыскательские работы по выбору площадки для размещения отходов. Для предварительных расчётов принято, что транспортировка отходов на новую площадку будет производиться в пределах 10 км, и в течение светового дня каждым автосамосвалом будет совершено по 10 рейсов.

Были проведены расчёты затрат для обоих вариантов [7]. При оценке стоимости учитывались только основные виды работ, осуществлённые на сопоставимые проекты с учётом опыта их реализации. За основу расчётов взяты данные из технического документа «Общий обзор и рекомендации в отношении бывших урановых производственных объектов в Центральной Азии», принятого на совещании МАГАТЭ (24-26 ноября 2009 г.).

Второй рассматриваемый путь передислокации радиоактивных отходов предполагает оценку использования гидравлического способа, как альтернативного по отношению к переносу автомобильным транспортом.

Необходимо отметить, что при передислокации материалов в район пос. Адрасман потребуются инженерно-геологические изыскания по выбору места, где могут быть созданы условия безопасного хранения отходов. Поэтому, в зависимости от характеристики местности новой площадки, для размещения отходов можно использовать напорный или безнапорный гидротранспорт.

Для организации системы гидротранспорта между хвостохранилищем № 2, подлежащим передислокации, и новой площадкой размещения радиоактивных отходов, предлагается строительство двух временных трубопроводов из пластиковых труб диаметром 350 мм, один из которых будет использоваться в качестве пульпопровода, второй – водовода оборотной воды.

Разработка грунта может вестись с помощью земснаряда, гидромонитора или экскаватора. Каждый из перечисленных способов имеет свои достоинства и недостатки.

Подлежащий перемещению мелкозернистый грунт доставляется в зумпф и по системе гидротранспорта направляется в новую площадку хвостов. Крупная галька перед гидротранспортом подвергается

дроблению и измельчению, или перевозится автотранспортом. Использование земснаряда для разработки грунта на хвостохранилище возможно лишь в случае заполнения водой впадины на вершине хвостохранилища, чтобы обеспечить его работу на плаву. Образование пруда неизбежно приведёт к возобновлению фильтрации материалов из хвостохранилища в подземные воды. Образовавшаяся депрессионная кривая ухудшит устойчивость откосов хвостохранилища. Поэтому для снижения вредного влияния фильтрации по периметру хвостохранилища необходимо предусмотреть водоперехватывающие скважины с погружными насосами. В то же время, наличие воды на вершине уменьшит выделение радона из хвостовых отложений.

Недостатки данного варианта: повышенные потери воды и загрязнение подземных вод также будут иметь место, хотя и в меньшей степени.

Применение такого способа передислокации может быть рекомендовано только после проведения специальных исследований и расчётов, обеспечивающих устойчивость забоя при разработке грунта с помощью гидромонитора.

К положительным особенностям варианта можно отнести: небольшую площадь вскрытия хвостовых отложений и отсутствие пыления при производстве работ.

Разработка грунтов экскаватором не приведет к изменению гидрогеологической обстановки в районе хвостохранилища и загрязнению подземных вод. Однако потребуются выполнение специальных мероприятий с целью предотвращения пыления и чрезмерного выделения радона из хвостовых отложений.

Предполагается, что грунт будет доставляться от экскаватора с помощью автосамосвалов к зумпфу, расположенному на огражденной территории хвостохранилища. Зумпф будет перекрыт решеткой, с помощью которой отсекаются крупные включения. Возможно и временное складирование на площадке хвостохранилища с последующим захоронением в котловане, который образуется при выемке загрязнённого грунта в основании хвостохранилища (при обязательном осуществлении радиационного контроля). Для загрузки автосамосвалов над зумпфом строится эстакада. В зумпф подводится оборотная вода. Смешанный с водой грунт подаётся на пульпопровод с помощью временной насосной станции, в которой будет установлен грунтовыи насос.

Для решения проблемы пылеподавления и ограничения площади вскрытых хвостовых отложений необходимо подобрать состав для временного покрытия, это может быть эмульсия латекса или раствор полимера.

Таким образом, анализ существующего положения хвостохранилища № 2 и окружающей среды показывает, что кардинально вопросы экологии в районе его расположения могут быть решены только при его передислокации в новое, безопасное место.

Вскрытие хвостохранилища любым из рассмотренных выше способов приведёт к значительному ухудшению радиационной обстановки местности. Согласно данным отчёта [8], при вскрытии защитного покрытия на глубину 2,5 м эксхалация радона возрастает до 125,5 Бк/м²·с. При прохождении наиболее активной зоны 2-4 м от поверхности (в зоне разрушения дамбы) поток радона составит 145 ÷ 250 Бк/м²·с.

Расчёты вариантов передислокации радиоактивных материалов хвостохранилища показали, что затраты в обоих случаях примерно равны, поэтому в качестве основного варианта рекомендуется использование гидротранспорта с соблюдением требований радиационной безопасности.

Передислокация хвостохранилища № 2 на новое место гидротранспортом и его окончательное захоронение будет способствовать улучшению социально-психологических условий для местных жителей и предотвращению потенциальной экологической катастрофы – в случае оползня на хвостохранилище № 2 может

произошли полное разрушение материалов (хвосты и покрытие) на данном объекте, что приведёт к серьёзному физическому ущербу для окружающей среды.

Передислокация возможна только при организации временной санитарно-защитной зоны с обязательным временным отселением

жителей из домов, попадающих в пределы этой зоны. Окончательный выбор варианта передислокации должен быть сделан на основе взвешенного рассмотрения всеми заинтересованными органами особенностей проблемы с учётом местных условий и интересов населения.

Библиографический список:

1. Разыков З.А., Гусаков Э.Г., Беззубов Н.И., Юнусов М.М. Оценка экологической нагрузки при эксплуатации месторождений урана // Подземное и кучное выщелачивание урана, золота и других металлов. Под ред. Фазлуллоева М.И. – Т. 1: Уран. – М.: Руда и металлы, 2005. – С. 322-324.
2. Бюллетень МАГАТЭ. Уран: от разведки до реабилитации. – Вена, июнь 2018 г. – 36 с.
3. Обзор «Урановые хвостохранилища в Республике Таджикистан: проблемы и пути их решения» // Под общей редакцией д.т.н., профессора, член-корреспондента АН РТ Хакдодова М.М. – Душанбе, 2009. – 52 с.
4. Стратегический мастер-план восстановления окружающей среды на площадках уранового наследия в Центральной Азии (первое издание). Представлен на мероприятии, проходившем параллельно с 61-й сессией Генеральной конференции МАГАТЭ. – Вена – Австрия, 18 сентября 2017 года. – 140 с.
5. Стратегический мастер-план восстановления окружающей среды на площадках уранового наследия в Центральной Азии. Второе издание. Пересмотренное и обновленное. Представлен на параллельном мероприятии в ходе 65-й сессии Генеральной конференции МАГАТЭ. – Вена – Австрия, 21 сентября 2021 года. – 70 с.
6. Санитарные правила ликвидации, консервации и перепрофилирования предприятий по добыче и переработке радиоактивных руд (СП ЛКП-91). – М.: Минздрав СССР, 1991. – 27 с.
7. Хочиён М.К., Разыков З.А., Юнусов М.М., Давлатов Д.С., Ходжиев С.К. Опыт передислокации хвостохранилища радиоактивных отходов автомобильным транспортом и перспективы его дальнейшего применения // Материалы Республиканской научно-практической конференции «Организация технологических перевозок грузов в открытых горных месторождениях Республики Таджикистан». – Бустон, 12 ноября 2022 г. – С. 31-36
8. Стегнар П., Шишков И.А., Буркетбаев М., Толонгутов Б., Кист А. Наследие добычи урана и безопасность окружающей среды в Республиках Центральной Азии: Казахстана, Кыргызстана, Таджикистана и Узбекистана. (RESCA). Проект НАТО S/P-981742 RESCA. Промежуточный отчёт. Ноябрь 2006 г. – 60 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2023, № 2 (93) pp. 111-115

POSSIBLE WAYS TO RELOCATE THE TAILINGS STORAGE SITE OF RADIOACTIVE WASTE

Hojiyon M.Q., Associate Professor at the Department of Ecology, Candidate of Technical Sciences. E-mail: hojijon@gmail.com.

Razykov Z.A., Professor at the Department of Ecology, Doctor of Technical Sciences. E-mail: zafarrazykov@mail.ru.

Yunusov M.M., Professor at the Department of Ecology, Doctor of Chemical Sciences. E-mail: yunusov2001@mail.ru.

Hojiboev D.D., The Head of the Department of Ecology, Candidate of Technical Sciences. E-mail: daler_8788@mail.ru.

Mining-Metallurgical Institute of Tajikistan, Republic of Tajikistan.

The article presents the condition of the tailings storage facility No. 2 of the Adrasman settlement (Tajikistan), formed as a result of consolidation of radioactive waste generated by the hydrometallurgical plant.

The results of gamma-surveying of the surface of the tailings storage No.2 and the adjacent territory are presented taking into account the path of the debris flow as far as the road. It is shown that exposure dose rate in some places reaches 3.0 $\mu\text{Sv/h}$ which creates a real threat of radionuclides migration into the environment.

The issue of reduction or complete elimination of the risk of impact on the residents of Adrasman settlement caused by the high probability of the mudflow hazard situation at the tailings storage facility No.2 is considered. Possible variants of technical solutions on development and transportation of radioactive wastes to the new disposal site as well as issues of reduction of risk of impact of this object on the environment are suggested.

Keywords: tailings storage facility, consolidation of radioactive waste, conservation of tailings, scour, exposure dose rate, gamma survey, redeployment, decontamination of areas, soil development, hydro-transport.

Bibliographic list:

1. Razykov Z.A., Gusakov E.G., Bezzubov N.I., Yunusov M.M. Assessment of environmental burdens in uranium mining // Underground and heap leaching of uranium, gold and other metals // Edited by M.I. Fazlullin. – Moscow: Ore and Metals, 2005. – Vol. 1: Uranium, pp. 322-324.
2. IAEA Bulletin. Uranium: From Exploration to Remediation June 2018, Vienna. – 36 p.
3. Review Uranium tailing dumps in the republic of Tajikistan: problems and ways to address them // Under the general editorship of Doctor of Technical Sciences, Professor, Corresponding Member of the Academy of Sciences of the Republic of Tatarstan Khakdodov M.M. – Dushanbe, 2009. – 52 p.
4. Strategic Master Plan: Environmental Remediation of Uranium Legacy Sites in Central Asia (first ed.), Presented at a Side Event of the 61st IAEA General Conference Vienna, Austria, 18 September 2017. – 140 p.
5. Strategic Master Plan for Environmental Remediation of Uranium Legacy Sites in Central Asia. Second Edition. Revised and Updated. Presented at a Side Event of the 65th IAEA General Conference Vienna. – Austria, 21 September 2021. – 68 p.
6. Construction Regulations SP LKP-91. Sanitary Rules for Closure, Temporary Closing and Conversion of Radioactive Ore Mining and Processing Plants. Ministry of Health USSR. – Moscow, 1991. – 27 p.
7. Hojijon M.Q., Razykov Z.A., Yunusov M.M., Davlatov D.S., Hojiev S.K. Experience of relocation of radioactive tailings dump by motor transport and perspectives of its further application // Materials of Republican scientific-practical conference "Organization of technological transportation of cargoes in open-cast mining fields of the Republic of Tajikistan" (November 12, 2022 - Buston), pp. 31-36.
8. Stegnar P., Shishkov I.A., Burketbaev M., Tolongutov B., Kist A. Uranium Mining Legacy and Environmental Security in the Central Asian Republics: Kazakhstan, Kyrgyzstan, Tajikistan and Uzbekistan. (RESCA). NATO Project S/P-981742 RESCA. Interim Report. November 2006. – 60 p.

ВОПРОСЫ ОХРАНЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ И ОБЕСПЕЧЕНИЯ БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ БУРЕНИИ ГЛУБОКИХ НЕФТЯНЫХ И ГАЗОВЫХ СКВАЖИН



Ибрагимов И.М.,
старший преподаватель
кафедры «Геология и нефтегазовое
дело» Горно-металлургического
института Таджикистана

Maqola Tojikiston Respublikasida chuqur neft va gaz quduqlarini burg'ulash masalalariga bag'ishlangan. Burg'ulash qurilmalarini qurish, chuqur neft va gaz quduqlarini burg'ulash jarayonida atrof-muhit va inson xavfsizligiga salbiy ta'sir ko'rsatuvchi hodisalar ro'y berayotgani qayd etilgan.

Atrof-muhitga salbiy ta'sir ko'rsatadigan omillar – quduqlar qurish uchun ajratilgan qishloq xo'jaligi yerlari va yaylovlarning vaqtincha yo'qolishi, bir martalik beton poydevorlarni qurish uchun katta xarajatlar, ularni keyinchalik qazish, poligonga olib chiqish va yer rekul'tivatsiyasi, neft mahsulotlari va kimyoviy reagentlar bilan qurilish maydonchasi ifloslanishi, toza suvning katta iste'moli va boshqalar.

Atrof-muhitga salbiy ta'siri kamaytirish va odamlarni zaharli vodorod sulfidi ta'siridan himoya qilishni ta'minlash bo'yicha takliflar taqdim etilgan ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: chuqur neft va gaz quduqlarini burg'ulash, atrof-muhit, hududning ifloslanishi, vodorod sulfidi, inson xavfsizligi, kimyoviy moddalar, melioratsiya.

Статья посвящена вопросам бурения глубоких нефтяных и газовых скважин в Республике Таджикистан. Отмечается, что в процессе строительства буровых установок и бурения глубоких нефтяных и газовых скважин возникают явления, которые оказывают отрицательное влияние на окружающую среду и на безопасность людей.

Приведены такие факторы отрицательного влияния на окружающую среду, как временные потери сельскохозяйственных угодий и пастбищ, отводимых под строительство скважин, значительные затраты на сооружение разовых бутобетонных фундаментов с последующим их выкапыванием, вывозом на свалку и рекультивацией земель, загрязнения территории строительства нефтью, нефтепродуктами и химическими реагентами, значительный расход пресной воды и др.

Представлены предложения по уменьшению отрицательного воздействия на окружающую среду и обеспечению защиты людей от воздействия токсичного сероводорода.

Ключевые слова: бурение глубоких нефтяных и газовых скважин, окружающая среда, загрязнения территории, сероводород, безопасность людей, химические реагенты, рекультивация земель.

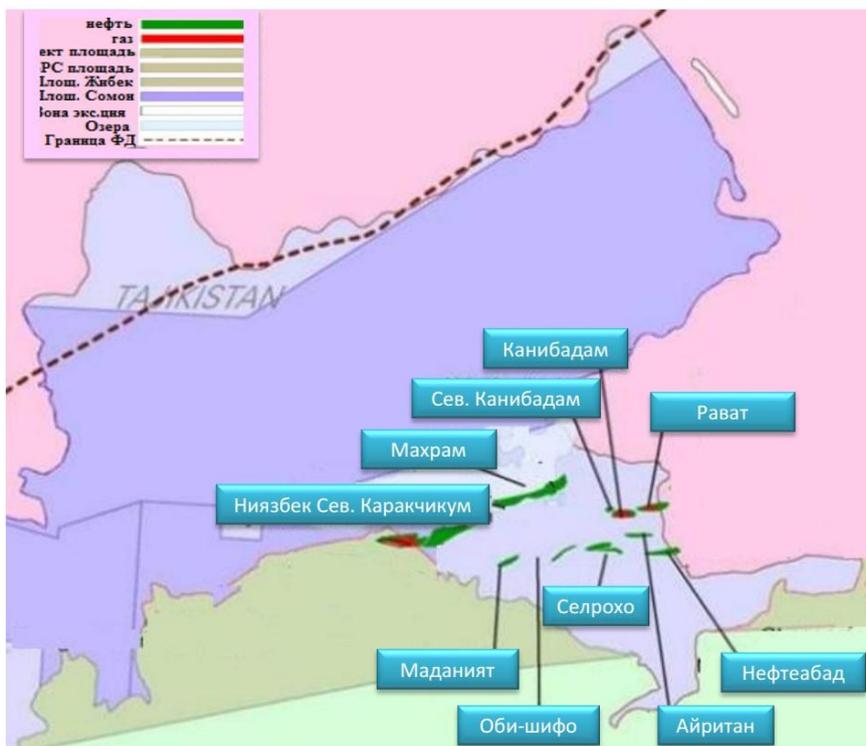


Рис. 1. Нефтегазовые месторождения Северного Таджикистана

В настоящее время на территории таджикской части Ферганской межгорной впадины (ФМВ) выявлено 12 месторождений нефти и газа и, все они приурочены к южному борту впадины.

На севере указанной территории, несмотря на бурение ряда скважин, месторождения нефти и газа не открыты. Вместе с тем, эта слабо изученная, северная половина таджикской части ФМВ представляет значительный интерес (рис. 1) [8].

Катастрофическое сокращение фонда подготовленных структур с относительно простыми горно-геологическими условиями и неглубоким залеганием перспективных горизонтов палеогена и мела в Ферганском нефтегазоносном бассейне, заставляет пересмотреть ранее сложившиеся отношения к структурам с глубоким залеганием продуктивных толщ.

Будучи законсервированными по причине отсутствия технических средств для бурения сверхглубоких скважин и дороговизны поисковых работ, эти структуры становятся первоочередными в плане стабилизации и развития нефтегазодобычи в республиках Таджикистан, Узбекистан и Кыргызстан.

Усилия, предпринятые Республикой Узбекистан по бурению скважин глубиной до 6000 м на площади Мингбулак, где получен мощный фонтан нефти, доказали высокую перспективность этого направления работ.

Для Республики, которая импортирует более 95% потребляемых нефтепродуктов и природного газа, вопрос открытия новых месторождений нефти и газа является актуальным. В то же время, суммарные начальные потенциальные извлекаемые запасы углеводородного сырья в Республике Таджикистан оцениваются от 650 млн. т до 1 млрд. т условного топлива. Из указанных запасов на территорию Согдийской области приходится 125,8 млн. т условного топлива, в том числе: нефти – 46,6 млн. т; газа – 52,9 млрд. м³; конденсата – 26,9 млн. т [4].

Одной из крупнейших перспективных структур, выявленных на северной половине таджикской части Ферганской межгорной впадины является площадь Восточный Супетау. По данным сейсморазведки, размеры структуры по изогипсе -4700 м составляют 20 x 5 км, амплитуда – 250-300 м [2].

По 1982 г. структура значилась в государственном балансе Миннефтепрома СССР в качестве высокоперспективной с ресурсами извлекаемого углеводородного сырья категории С₁ в количестве 19,4 млн. т условного топлива [7].

Во второй половине прошлого столетия в пределах северного борта таджикской части Ферганской впадины пробурен ряд параметрических и поисковых скважин.

Необходимо отметить, что проводка этих скважин осуществлялась в сложных горно-геологических условиях.

Сложность проведения буровых работ определялась нижеприведенными факторами.

В некоторых случаях фактическая глубина бурения скважин превышала глубины, рекомендуемые паспортными характеристиками установки.

По площади «Восточный Супетау» наличие в разрезе труднопроходимых отложений соленосной свиты с аномально-высоким пластовым давлением (градиенты АВГД 1,8 – 1,92) и температурой (207°С на глубине 4500 м) затрудняло проводку скважин и приводило к частым авариям и осложнениям в скважинах и выходу из строя бурового оборудования.

На площади «Восточный Супетау» пластовая температура превышала рабочую температуру геофизических аппаратов и приборов, что приводило к выходу их из строя и невозможности проведения полноценных геофизических исследований.

На больших глубинах пластовая температура превышала допустимые нормы для химических реагентов, применяемых для обработки промывочной жидкости. В результате нарушались рекомендуемые параметры промывочной жидкости, что приводило к резкому увеличению водоотдачи и прихватам бурильного инструмента.

Вышеуказанные сложности привели к тому, что на площади «Восточный Супетау» все пять скважин были остановлены при бурении в неогеновых отложениях и не вскрыты для определения перспектив на нефть и газ палеогеновых горизонтов [7].

В настоящее время, с учётом наличия установок для бурения глубоких и сверхглубоких скважин, высокопрочных бурильных и обсадных труб, химических реагентов для обработки бурового раствора в условиях высоких температур, и температуростойких геофизических приборов, имеются все возможности успешного бурения скважин на структурах Западный и Восточный Супетау.

По нашему мнению, одновременно с учётом вышеуказанных сложностей, при проведении работ на указанных структурах необходимо учитывать и некоторые вопросы обеспечения защиты окружающей среды и обеспечения безопасности работ.

В процессе строительства буровых установок и бурения нефтяных и газовых скважин возникают явления, которые оказывают отрицательное влияние на окружающую среду.

Расположение района работ вблизи границ с Республикой Узбекистан и на берегах трансграничной реки Сырдарья требует особого внимания при выполнении этих работ. При строительстве буровых установок на территории Республики имеют место некоторые явления, отрицательно влияющие на окружающую среду. Ниже приводится перечень факторов такого влияния и предложения по уменьшению их воздействия.

1. Площадки для строительства буровых установок нередко располагаются на землях сельскохозяйственных угодий, а также занятых пастбищами, потеря которых, в условиях ограниченности площади таких земель на территории Республики, не всегда восполняется открытием нефтяных и газовых месторождений, что в последнем случае было бы оправдано.

Одним из примеров таких потерь является участок площадью 3,5 га, выделенный в 1998 г. на землях сельскохозяйственных угодий для строительства скважины № 1 «Ходжабакирган». Скважина пробурена до глубины 4973 м, закончена опробованием и ликвидирована в 2008 г. по категории I, как выполнившая свое назначение. В скважине опробованы 10 объектов в палеозойских, меловых и палеогеновых отложениях. Промышленных притоков нефти и газа получено не было. До настоящего времени на площадке строительства скважины находится часть бурового оборудования, земля под которым не рекультивирована и не возвращена для использования в качестве сельскохозяйственных угодий.

Для уменьшения потерь сельскохозяйственных угодий и пастбищ разработана оптимальная схема размещения бурового оборудования, которая позволила сократить площадь отчуждения земель для строительства одной глубокой скважины с 3,5 га, предусмотренных нормативами, до 2,8 га.

2. Значительная масса буровой установки (основное оборудование установки «Уралмаш – 4Э-76» имеет массу более 220 т) и большие нагрузки, имеющие место при креплении скважин (около 300 т) требуют сооружения мощных фундаментов [1].

Ранее, под каждую буровую установку сооружался бутобетонный фундамент разового пользования. Отрывались траншеи, забивались камнем, устанавливалась опалубка и заливалась цементным раствором.

При сооружении таких фундаментов затрачивалось много средств и ручного немеханизированного труда. По окончании строительства скважины, фундаменты оставались в земле, а на пахотных землях приходилось их вырывать, дробить на части и вывозить в специально отведённые места.

Для сокращения вредного влияния фундаментов на плодородные земли и повышение уровня механизации работ были проведены соответствующие расчёты и подготовлены чертежи сборно-разборных железобетонных фундаментных блоков многократного пользования для буровых установок «Уралмаш – 4Э-76» и «Уралмаш – 3Д-76». Блоки были изготовлены на Исфаринском и Канибадамском заводах железобетонных изделий и уже в течение нескольких лет используются ОАО «Сугднфугаз».

Процесс сооружения фундаментов сводится к планировке территории, отсыпке песчаной подушки, установке фундаментных блоков грузоподъёмными механизмами и стяжке стоков цементным раствором. По окончании строительства скважины, блоки извлекаются и перевозятся на новую точку строительства.

С внедрением сборно-разборных фундаментов комплексно решён ряд ниже приведенных вопросов.

1. Сокращены затраты на строительство фундаментов и рекультивацию земель.
2. Ликвидирована практика оставления в земле бутобетонных фундаментов.
3. Сокращена доля ручного труда;
4. На 2 дня против нормативных сроков сокращены сроки строительства буровых установок [3].

При бурении нефтяных и газовых скважин имеют место следующие неблагоприятные факторы, отрицательно влияющие на окружающую среду:

1. Загрязнения при бурении связаны с разливом нефти и нефтепродуктов (дизельное топливо, смазочные масла и др.), а также с химическими реагентами, которые используются при бурении в различных целях (например, для снижения вязкости и водоотдачи бурового раствора, кислотных обработок и др.).

Значительную опасность для окружающей среды представляют также буровые растворы, в которые для придания необходимых качеств добавляется нефть. Обычно загрязнения ими происходят в результате переливов и выбросов из бурящихся скважин, сброса отработанных растворов в земляные амбары, перетоков их по поглощающим пластам и др.

За счёт загрязнения нефтью в почве резко возрастает соотношение между углеродом и азотом, что ухудшает азотный режим почв и нарушает корневое питание растений. Кроме того, нефть попадая на поверхность земли и впитываясь в грунт, сильно загряз-

няет подземные воды и почву, в результате чего плодородный слой земли не восстанавливается в течение длительного времени. Объясняется это тем, что из грунта вытесняется кислород, необходимый для жизнедеятельности растений и микроорганизмов.

Почва самоочищается обычно очень медленно, путём биологического разложения нефти [3].

2. В процессе бурения нефтяных и газовых скважин со средней глубиной 4000 м расходуется в среднем 120 м³/сут пресной воды.

На территории бурящихся скважин в земляных амбарах скапливается значительное количество сточных вод, загрязнённых диспергированной глиной, смазочными маслами, химическими реагентами, выбуренной породой, солями и т. п.

Лабораторными исследованиями установлено, что физико-химический состав сточных вод колеблется в широких пределах и зависит, в основном, от количества попавшего в воду бурового раствора и реагентов. Вместе с буровыми растворами в сточную воду часто попадают различные химические реагенты, обладающие высокой токсичностью.

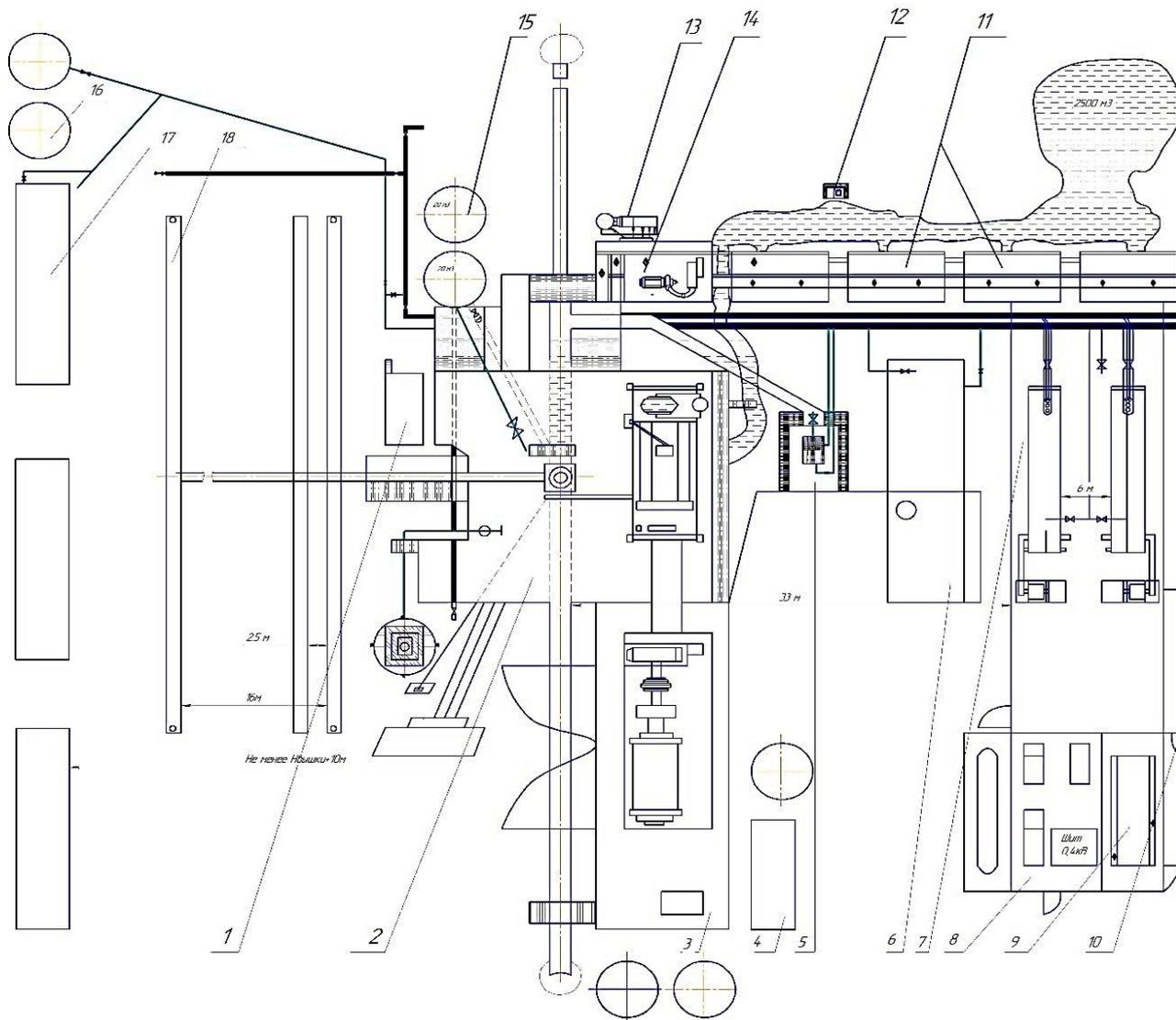


Рис. 2. Принципиальная схема буровой установки Уралмаш 43-76 с замкнутой системой повторного использования технической воды: 1 – площадка инструментальная; 2 – вышечный блок; 3 – агрегатный блок; 4 – химреагентный блок; 5 – глиномешалка; 6 – установка приготовления раствора; 7 – насосный блок; 8 – компрессорный блок; 9 – электроподстанция 6 кв; 10 – навес инструментальный; 11 – приёмные ёмкости; 12 – насос обратного водоснабжения; 13 – дегазатор; 14 – блок очистки; 15 – ёмкости для долива скважины; 16 – ёмкости для воды; 17 – вагончики; 18 – мостки приёмные

Стоки от буровых скважин могут попасть в грунтовые воды, которые используются населением, и водоёмы (реки и озёра) и естественно приносят вред растительному и животному миру (птицы, рыбы и т. д.) [1].

В целях снижения расхода пресной воды в Нефтебадском управлении буровых работ разработана и внедрена замкнутая система повторного использования технической воды (рис. 2).

Расположение и обвязка бурового оборудования выполнены таким образом, что использованная на буровой скважине вода, по мере отстоя и накопления в ловушке, повторно направляется на приготовление бурового раствора. Этим самым достигается следующее:

- ежесуточный расход пресной воды сокращается с $120 \text{ м}^3/\text{сут}$ до $80 \text{ м}^3/\text{сут}$;
- сокращается расход химических реагентов на обработку бурового раствора;
- сокращается загрязнение окружающей среды за счёт уменьшения испарения сточных вод;
- сокращаются затраты на рекультивацию земель по окончании строительства скважины.

3. При проведении буровых работ могут возникнуть различные осложнения и аварии, способные нанести большой вред людям, недрам и окружающей природе. Так, могут произойти выбросы бурового раствора, открытое фонтанирование нефтью, газом или водой, обвалы ствола скважины, провалы вышки и оборудования, пожары, грифоны и др.

Такое образование грифона имело место при бурении разведочной скважины № 1 Западный Супетау. В процессе бурения, при забое 1270 м, вокруг буровой появились грифоны (напорные струи бурового раствора). С целью ликвидации грифонов до глубины 30 м было спущено и зацементировано второе направление диаметром 450 мм. Аварии являются следствием несоблюдения правил и технологии проводки скважин, недоучёта геологического строения и условий залегания нефти, а также причиной больших потерь нефти и газа.

Основные мероприятия по охране недр в процессе бурения скважин на нефть и газ на суше приводятся ниже.

Должна быть установлена дополнительная циркуляционная система для вторичного использования технической воды.

Нельзя оставлять открытыми стволы скважин, чтобы предотвратить возможность перетоков нефти и газа в другие горизонты и обводнения продуктивных пластов.

Для предупреждения перетоков углеводородов в верхние песчаные пласты, содержащие пресные грунтовые воды, спускается предохранительная колонна.

Для предотвращения выбросов, связанных с уменьшением плотности бурового раствора при бурении, применяются специальные утяжелённые буровые растворы.

При цементовании обсадных колонн необходимо добиться сплошного цементного кольца вокруг обсадных труб. При простоях, устье скважины обязательно герметизируется превентором для

предотвращения выбросов из напорных горизонтов. Для защиты от химических реагентов, их доставляют в заводской упаковке и хранят в специальных помещениях.

Другая сложность, появления которой на указанных структурах нельзя исключать, это возможность появления сероводорода [6].

Как известно, сероводород (H_2S) – яд, парализующий дыхательную систему и приводящий к летальному исходу за считанные минуты. Работа в условиях возможного загрязнения сероводородом требует соблюдения определённых правил техники безопасности для обеспечения защиты окружающей среды и людей от воздействия этого токсичного газа. Эти правила включают в себя: программы подготовки персонала, практические занятия с персоналом, правильное размещение защитного оборудования, план чрезвычайных мероприятий, правила поведения при чрезвычайной ситуации, использование всех методов безопасного выполнения работ.

При высоких концентрациях запаха сероводорода человеком не ощущается, так как H_2S быстро убивает чувство обоняния, вызывая паралич обонятельного нерва. Отсюда следует, что по запаху обнаружить H_2S нельзя и необходимо использовать другие методы обнаружения присутствия сероводорода и его концентрации. К ним относятся следующие:

- уксуснокислый свинец в ампулах изменяет цвет на коричневый или чёрный в присутствии H_2S .
- портативные электронные детекторы являются личным средством и крепятся на пояс человека. При обнаружении концентрации H_2S , превышающей установленный уровень, включается звуковая сигнализация.
- фиксированные электронные датчики H_2S , используемые на буровых установках в целях непрерывного мониторинга, подают звуковой сигнал о повышении концентрации выше установленного уровня.

Кроме указанных способов распознавания и предупреждения опасности воздействия H_2S , разработан специальный нейтрализатор под названием IRONITE SPONGE, который как присадка добавляется в буровой раствор [5]. При введении в буровой раствор реагент может нейтрализовать неограниченное количество H_2S путём прямой реакции с неионизированным газом в любом буровом растворе на водной основе, при любых значениях pH и температуры. Даже при бурении в зонах высокого давления IRONITE SPONGE может полностью предотвратить выход H_2S на поверхность, появление водородной хрупкости буровых труб, коррозию труб, насосов и т. д. Анализ полученных геологических, геофизических материалов, результатов по ранее пробуренным скважинным, а также информация по результатам сейсморазведочных работ, проведённых на северной половине таджикской части Ферганской межгорной впадины в 2011 – 2012 гг. указывает на перспективность региона в части открытия новых залежей углеводородов. Рекомендуется бурение двух глубоких скважин на структурах Западный Супетау и Восточный Супетау с соблюдением предлагаемых мер по охране окружающей среды и обеспечению безопасности людей.

Библиографический список:

1. Алексеевский Г.В. Буровые установки Уралмашзавода. – 3-е изд. – М.: Недра, 1981. – 528 с.
2. Бархударьян А.А. Состояние и пути повышения эффективности сейсмических работ при поиске нефтегазоносных структур в северном Таджикистане. Бархударьян А.А., Готфрид П.Ю., Петрова Н.И. – Душанбе: ТаджикИНТИ, 1978. – 52 с.
3. Ибрагимов И.М. Разработка и внедрение мероприятий по охране и рациональному использованию водных ресурсов и земель в производственном объединении «Таджикнефть». И.М. Ибрагимов // Охрана природы Таджикистана // Таджикское общество охраны природы. – 1983. – Вып. 3. – С. 76-82.
4. Ибрагимов И.М. «История развития нефтяной и газовой промышленности Согдийской области». Материалы IV Республиканской научно-практической конференции 22 апреля 2011 г. Чкаловск, 2011 г. – С. 53-58.
5. Мстиславская Л.П. Основы нефтегазового производства: Учеб. пособие для вузов. – 3-е изд. – М.: Издательство «НЕФТЬ И ГАЗ» РГУ нефти и газа им. И.М. Губкина, 2008. – 274 с.
6. Материалы ПО «Таджикнефть» по проведению буровых работ на структурах Западный и Восточный Супетау, Нефтебад, 1980.
7. Ходжаев А.Р. Особенности геологического строения и перспективы нефтегазоносности северного борта Ферганской впадины: автореф. дис. ... канд. геол.-минер. наук. – М., 1969. – 30 с.

SANOAT KORXONALARIDA XODIMLAR HAVFSIZLIGINI TA'MINLASHNING AXBOROT TIZIMLARI TAXLILI VA ASOSIY KO'RSATKICHLARI



Kalandarov I.I.,
NDKTU Avtomatlashtirish va
boshqaruv kafedrası professori v.b.,
t.f.d.



Namozov N.N.,
NDKTU Avtomatlashtirish va
boshqaruv kafedrası
assistenti



Bozorov B.N.,
«NKMK» AJ Axborot kommunikatsion
texnologiyalar boshqarmasi
boshlig'i o'rinbosari

Maqolada sanoat korxonalarida xodimlar xavfsiz mehnat faoliyatlarini ta'minlashning huquqiy asosi va dunyo tajribalarining qisqacha qiyosiy tahlili berib o'tilgan. Dunyo tajribalari shuni ko'rsatadiki, sanoat korxonalarida mehnat faoliyati bilan mashg'ul ishchi xodimlar hayoti va sog'ligi uchun mutloq xavfsiz qiymatdagi faoliyatning biron bir shakliga erishib bo'lmaydi. Shu sababli, ishlab chiqarish korxonalarida turli ko'rinishdagi shikastlanishlarning oldini olishda asosiy vazifa mehnat faoliyatining har qanday turida potensial xavfni aniqlash va bartaraf etish bo'lib hisoblanadi. Sanoat korxonalarida ushbu vazifani yechishda texnika xavfsizligi qoidalariga asosan mehnat qilish bilan bir qatorda yangi innovatsion texnologiyalarni qo'llagan holda xodimlar xavfsizligini ta'minlashning evristik algoritmlari, dasturiy majmualari va axborot tizimini ishlab chiqish va joriy qilish zarurati mavjud.

Tayanch iboralar: sanoat korxonasi ishchilari, ishlab chiqarishdagi shikastlanishlar, kasbiy kasalliklar, potensial xavf, mehnat muhofazasi tizimi, innovatsion texnologiyalar, axborot tizimlari, dasturiy majmua, evristik algoritmlar.

В статье даётся правовая основа обеспечения безопасной трудовой деятельности работников на промышленных предприятиях и краткий сравнительный анализ мирового опыта. Мировой опыт показывает, что на промышленных предприятиях не может быть достигнута никакая-либо форма деятельности, имеющая абсолютно безопасное значение для жизни и здоровья работников, занятых трудовой деятельностью. Поэтому главной задачей при предупреждении травм различной формы на производственных предприятиях считается выявление и устранение потенциальной опасности при любом виде трудовой деятельности. При решении этой задачи на промышленных предприятиях возникает необходимость разработки и внедрения эвристических алгоритмов, программных комплексов и информационных систем обеспечения безопасности персонала с применением новых инновационных технологий, а также работы на основе правил техники безопасности.

Ключевые слова: работники промышленного предприятия, производственные травмы, профессиональные заболевания, потенциальная опасность, система охраны труда, инновационные технологии, информационные системы, программный комплекс, эвристические алгоритмы.

Sanoat korxonalarida mehnat faoliyati bilan mashg'ul ishchi xodimlarning har qanday faoliyati, shu jumladan mehnat faoliyati ish jarayonidagi shikastlanishlar va kasbiy kasalliklardan holi emas. Korxonaharbariyati ishchi xodimlar mehnat faoliyatini texnika xavfsizligi qoidalariga rioya qilgan holda qanchalik samarali tashkil qilishlariga qaramasdan ishlab chiqarish korxonalarida turli xil ko'rinishdagi tasodifiy xavf-xatarlar kuzatiladi. Insonning har qanday faoliyati, shu jumladan mehnat faoliyati, ishlab chiqarishdagi shikastlanishlar va kasbiy kasalliklarning sababi bo'lgan turli xil potensial xavflarni o'z ichiga oladi.

Tajribalar shuni ko'rsatadiki, inson hayoti va sog'lig'i uchun xavfning mutlaqo nol qiymatiga uning faoliyatining biron bir shaklida erishib bo'lmaydi. Ishlab chiqarishdagi shikastlanishlarning oldini olishdagi asosiy vazifa mehnat faoliyatining har qanday turida potensial xavflarni aniqlash va bartaraf etishdir. Bu xavflar inson hayotiga, uning sog'lig'iga yoki atrof-muhitga salbiy ta'sir ko'rsatishi mumkin bo'lgan tahdid sifatida qaraladi [1]. Hozirgi vaqtda xavflarning potensial (yashirin) va haqiqiy xavf turlari ajralib turadi. Birinchisi sababli ikkinchisi amalga oshishi uchun ma'lum shartlar yoki sabablar zarur bo'ladi. Texnogen tabiatning xavf-xatarlari soni, shuningdek ularning salbiy ta'sir darajasi hozirgi, zamonaviy mehnat sharoitlarida doimiy ravishda o'sib bormoqda.

Shikastlanishlarni oldini olishdagi eng muhim bosqichlardan biri bo'lishi mumkin bo'lgan favqulodda vaziyatlar va baxtsiz hodisalarni o'z vaqtida, obyektiv va to'laqonli aniqlash yoki yuzaga kelishi mumkin bo'lgan xavf-xatarlarni oldindan baholash, bashoratlash qilishdir.

Jahonda bunday baholashning ko'plab usullari mavjud (raqamli, ballik va boshqalar). Xavflarni baholashning eng ko'p tarqalgan tizimi – aniqlanishi mumkin bo'lgan kutilmagan hodisalarni yuzaga kelish ehtimolliklari haqidagi xavf-xatarlarni yuqori darajadagi aniqlik bilan olingan axborotlar asosida statistik ma'lumotlar ko'rinishida shakllantirib tahlil qilish orqali bashoratlash bo'lib hisoblanadi [2].

Avvalo xavf tushunchasiga ta'rif bersak. Xavf – bu inson yoki atrof-muhit farovonligi bilan bog'liq xavfli hodisaning oqibatlarini, ehtimoligini obyektiv yoki subyektiv o'lchashdir [3]. Hayot faoliyati xavfsizligi sohasidagi ko'pchilik olimlar va tadqiqotchilar quyidagi umumiy ta'rifdan foydalanadilar: Xavf – bu xavfni miqdoriy baholashdir [4]. Ingliz olimi V. Marshall o'zining "Kimyoviy ishlab chiqarishning asosiy xavflari" kitobida ushbu tushunchaga shunday ta'rif bergan: xavf – bu xavflarni amalga oshirish chastotasidir, boshqacha qilib aytganda, xavfni raqamlar ko'rinishida tasvirlaydigan bo'lsak qanchadir (n) salbiy vaziyatlarni, ma'lum vaqt oralig'ida sodir bo'lishi mumkin bo'lgan miqdor (N) nisbatidir [5].

Birinchi marta "xavf" tushunchasi 1990 yil sentyabr oyida Kólnda bo'lib o'tgan hayot xavfsizligi bo'yicha birinchi Jahon Kongressining "xavfsiz hayot" shiori ostida keng qo'llanila boshlandi. Jahon amaliyotida individual o'lim xavfining maksimal ruxsat etilgan qiymati ishlab chiqarishdagi xodimlarni yiliga 6-10 taga teng deb hisoblandi, ya'ni 1 million xodimdan 6-10 tani tashkil qilishi [6]. Qiyosiy tahlil uchun O'zbekiston Respublikasi sanoat korxonalarida sharoitida ishchilarning o'limi yoki shikastlanishi quyidagi diagrammada berilgan (1-rasm).

Unda 2018-2022 yillar oralig'idagi ishlab chiqarishdagi shikastlanishlar to'g'risidagi ma'lumotlar keltirilgan. 2019 yilda ishlab chiqarishdagi baxtsiz hodisalardan jabrlanganlar, 2018 yilga nisbatan sezilarli darajada oshgan va 201 kishini tashkil etgan (2018 yilda qurbonlar soni 164 kishini tashkil etgan) [7].

O'zbekiston Respublikasi Mehnat kodeksining mehnat huquqlarini himoya qilish to'g'risidagi 8-moddasida "Har bir shaxsning mehnat huquqlarini himoya qilish kafolatlanadi, bu himoya mehnat to'g'risidagi qonunchilikka rioya qilinishini tekshiruvchi va nazorat qiluvchi organlar, shuningdek mehnat nizolarini ko'ruvchi organlar tomonidan amalga oshiriladi" deb belgilab qo'yilgan [8]. O'zbekiston Respublikasida ishchi xodimlar xavfsiz mehnat faoliyati bilan shug'ullanishlarini ta'minlash maqsadida ko'pgina islohotlar tizimli ravishda olib borilmoqda. Quyidagi chizmada (2-rasm) O'zbekiston Respublikasidagi Mehnatni muhofaza qilish qonunlarida xodimlarga yaratilayotgan shart-sharoitlar va mehnat faoliyatlarini olib borishlari uchun belgilangan chora-tadbirlar tahlilini ko'rishimiz mumkin [9].

Xatarlarni baholash jarayonining o'zi haqiqiy vaziyatni tushunishga yordam beruvchi obyektlar, tovushlar, hidlar yoki yong'in, harakatlanuvchi obyektlar va zaharli moddalarning hidi xavfning eng aniq belgilariga misol bo'la oladi. Lekin shunday parametrlar borki ularni ko'z bilan ilg'ash, nafas olish organlari orqali payqash qiyin. Bunday xolatda xavfni oldindan aniqlash ancha mushkul bo'ladi.

Bugungi kunda, sanoat korxonalarida baxtsiz hodisalarning asosiy xavfli omillari sifatida quyidagilarni qarashimiz mumkin: transport vositalari ishtirokidagi baxtsiz hodisalar; tabiiy ofatlar sababli vujudga keladigan baxtsiz hodisalar; sanoat korxonalaridagi binolarning texnik holati o'zgarganda vujudga keladigan baxtsiz hodisalar; sanoat korxonalarida dastgohlarda va uskunalarda kelib chiqadigan baxtsiz hodisalar; zaharli moddalar va ularning o'zaro reaksiyasi natijasida yuzaga keladigan xavflar; ishchi xodimlarning texnika xavfsizligi qoidalari amal qilmaganliklari yoki qo'pol xato qilishlari natijasidagi baxtsiz hodisalar.

Xavflarni aniqlash bosqichi – korxonada xodimlarini kasbi yoki ish joyidagi faoliyat turi bo'yicha ko'zda tutilgan bo'lib ma'lumotlarni to'plash, tahlil qilish, davlat standartlari asosidagi o'lchov asboblari yordamida keng qamrovli o'lchovlarni amalga oshirish, bundan tashqari barcha zararli moddalarni aniqlashni o'z ichiga oladi. Amaliyotda, aniqlangan barcha zararli ishlab chiqarish omillarini baholash mumkin. Baholashning xavf darajasiga munosib ravishda kasbiy xavflarni beshta darajaga bo'lish mumkin: 1-daraja ruxsat etilgan, 2-daraja past, 3-daraja o'rtacha, 4-daraja yuqori va 5-daraja juda yuqori xavf darajasi.

Dunyoda kasbiy xavflarni bir qancha usullar orqali baholash amaliyotidan foydalaniladi. Masalan kasbiy xavf darajasini aniqlash uchun quyidagi analitik ifodadan foydalanish mumkin [10]:

$$K_X = 0,7 \frac{B+T}{2} + 0,2 \frac{U_X + I_{hv}}{2} + 0,1K$$

bu yerda B – mehnat sharoitlarining zararli ko'rsatkichi, zararli ishlab chiqarish omillarining ushbu kasbdagi xodimning ish joyidagi mehnat qobiliyatiga ta'sir qilish ehtimolligini tavsiflaydi;

T – mehnat sharoitlarida shikastlanishlar xavfi ko'rsatkichi, xavfli ishlab chiqarish omillarining ushbu kasbdagi xodimning ish joyidagi mehnat qobiliyatiga ta'sir qilish ehtimolligini tavsiflaydi;

U_x – ishchi tomonidan ish joyida foydalaniladigan ishlab chiqarish uskunalarining xavfsizlik ko'rsatkichi;

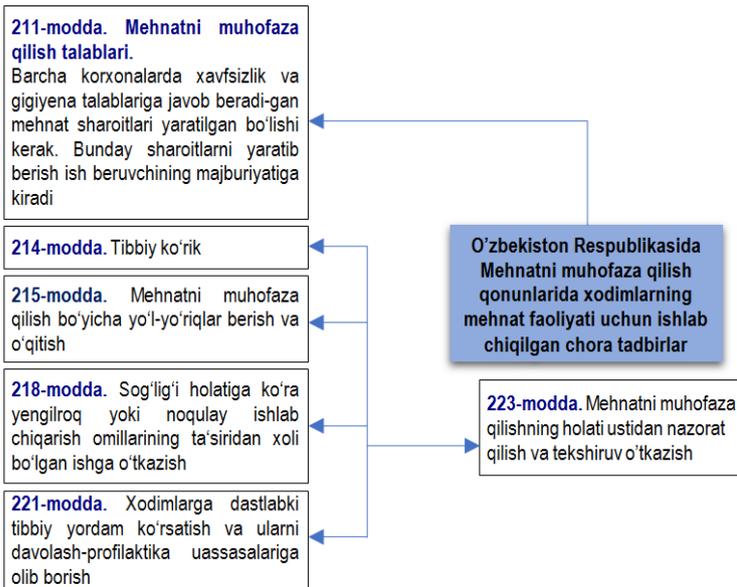
I_{hv} – xodimni shaxsiy himoya vositalari bilan ta'minlanganlik ko'rsatkichi;

K – ushbu kasbdagi ishchilarning kasallanish darajasi.

Kasbiy xavflar darajalarini to'g'ridan-to'g'ri miqdoriy baholashda matritsa usulidan foydalangan holda baholash mumkin. Ushbu usulning mohiyati shundaki, har bir aniq vaziyat uchun quyidagilar aniqlanadi:



1-rasm. 2018-2022 yillarda sodir bo'lgan baxtsiz hodisalarda O'zbekiston Respublikasining ulushi



2-rasm. O'zbekiston Respublikasi Mehnatni muhofaza qilish qonunlarida xodimlarning mehnat faoliyati uchun ishlab chiqilgan chora tadbirlar

1-jadval ishchi xodimlarni ish jarayonida sodir bo'lishi mumkin bo'lgan xavf xatarlar ehtimolliklari va oqibatlarining matritsa usuli asosidagi

Oqibatlari		Ehtimollik ko'rsatkichi					
Travma	Kasbiy kasallik	Bo'lishi mumkin emas	Ehtimolligi past	Ehtimolligi o'rtacha	Ehtimolligi juda yuqori	Tez orada sodir bo'ladi	Zaruriy chora tadbirlar
mavjud emas	mavjud emas	1	2	3	4	5	ishni to'xtatish talab qilinmaydi
3 kungacha mehnat qobiliyatini yo'qotish	Rivojlanmaydi	2	4	6	8	10	ishni 2 soatdan kam to'xtatish
3 kundan ortiq mehnat qobiliyatini yo'qotish	ishni davom ettirganda kasallikning kuchayishi	3	6	9	12	15	ishni 2 soatdan ortiq to'xtatish
uzoq vaqt davomida mehnat qobiliyatini yo'qotish	ish joyida ishni davom ettirishga to'sqinlik qiladigan kasallikka chalinish	4	8	12	16	20	smenada ishni to'xtatish
o'lim	hayoti davomida kasal bo'lish	5	10	15	20	25	ishni darhol to'xtatish



3-rasm. Yer osti konlarida xodimlar mehnat xavfsizligini ta'minlash axborot tizimining konseptual modeli

amalga oshirish ehtimoligi darajasi – past, o'rta yoki yuqori (matritsa ustunlari); potensial xavflar paydo bo'lishiga ko'ra – kichik, o'rta, katta (matritsa qatorlari). Tegishli koordinatada ustun va satr ratsional ko'rsatkichga erishadi. Ammo bu usul kamchiliklarga yuqoridagi xavf darajalari bilan tavsiflanadi. Bu usulda real ishlab chiqarish sharoitlaridan chetlashishlar kuzatiladi. Ishlab chiqarish muhiti, uskunalar va boshqa bir qancha holatlar hisobga olinmaydi [11, 12]. Quyidagi jadvalda ishchi xodimlarni ish jarayonida sodir bo'lishi mumkin bo'lgan xavf xatarlar ehtimolliklari va oqibatlarining matritsa usuli asosidagi qiyosiy jadvali keltirib o'tilgan (1-jadval) [13]. Sanoat korxonalaridagi xodimlarning faoliyat olib borishlari jarayonida mehnat xavfsizligini ta'minlash maqsadidagi ko'makchi tizim sifatida evristik algoritmlar asosidagi dasturiy majmuani va uni yagona, to'laqonli ko'rinishda tasvirlangan axborot tizimini ishlab chiqish zarurati mavjud. Xususan, yer osti kon ishlarida ishlovchi xodimlar faoliyat olib borishlari jarayonida mehnat xavfsizligini ta'minlash axborot tizimining konseptual modeli 3-rasmida berilgan [14, 15].

Xulosa qilib aytganda, sanoat korxonalarida xavfli omillarni aniqlash va ularni baholashdagi mavjud yondashuvlar va usullar tahlili shuni ko'rsatadiki:

– hozirgi vaqtda xavf-xatarlarni barcha ishlab chiqarish korxonalarida va ularda mavjud kasblar bo'yicha aniqlash va o'lchash mexanizmidagi yagona yondashuv mavjud emas;

– kasbiy xavf-xatarlar tushunchasining mazmuni xodim kasbining o'ziga xos xususiyatlariga, bajaradigan mehnat faoliyatiga qarab o'zgarib boradi;

– turli davlatlardagi olimlar tomonidan o'rganib chiqilgan muammolar va ularni yechish uchun taklif qilingan usullar yoki qarashlar kasbiy xavflarni baholashda muayyan ma'nodagi kamchiliklarga ega;

– ko'rsatib o'tilgan masalalarni yechishning asosiy jihati – bu dastlabki bosqich bo'lib, xavflarni oldindan baholashga imkon beradigan usullarni o'rganish va korxonada ixtisoslashuvi xususiyatlariga mos axborot tizim, algoritmlar to'plami va dasturiy majmuasini ishlab chiqish zarur bo'lib hisoblanadi. Bunday mexanizm salbiy hodisalarning paydo bo'lishini oldindan bashorat qilishga ko'maklashadi, xatarlar yuzaga kelish sabablarini aniqlaydi va tahlil qilib boradi. Shunga mos ravishda sanoat ishlab chiqarish korxonalarida xavf-xatarlarni aniqlash, o'lchash xodimlarning xavfsiz mehnat sharoitlarida ishlashi, ularning sog'ligi va jismoniy holati haqidagi axborotlarni tahlil qilib boruvchi ko'makchi tizim bo'ladi.

Bibliografik ro'yxat:

1. O'zbekiston Respublikasi Vazirlar Mahkamasining 2008-yil 10-dekabrda «Xavfli ishlab chiqarish ob'ektlarining sanoat xavfsizligi to'g'risida»gi 271-sonli qarori. Lex.uz [sayt].-URL: <https://lex.uz/ru/docs/-1413931>.
2. Bondar V.A. Ekspert qarorlarini qabul qilish tizimida ishonchlilik va risklarni boshqarish // Izvestiya MGTU MAMI, 2013. – V. 2, № 3 (17). 145-154 betlar.
3. Panfilova E.A. Xavf tushunchasi: turli yondashuvlar va ta'riflar // Teoriya i praktika obshchestvennogo razvitiya, 2010. № 4. 30-34 betlar.
4. Belov S.V. Hayot xavfsizligi va atrof-muhitni muhofaza qilish (texnosfera xavfsizligi). 5-nashr, qayta ko'rib chiqilgan, va qo'shimcha. – Moskva: Yurayt nashriyoti, 2017. – 702 bet.
5. Rusak O.N. Hayot xavfsizligi: hisob. turar-joy. 11-nashr, Sr., nashr. – Sankt-Peterburg: Lan, Moskva: Omega-L, 2007. – 447 bet.
6. Shirvanov R.B. Qozog'iston Respublikasi sanoat korxonalarida ishchilarining xavf-xatarlari va kasbiy xavflarni baholashda mavjud yondashuvlarni tahlil qilish. Texnologiya va tabiiy tizimlarning xavfsizligi. 2022;(2):14-23. <https://doi.org/10.23947/2541-9129-2022-2-14-23>
7. O'zbekiston Respublikasi Bandlik va mehnat munosabatlari vazirligi statistik ma'lumotlari / mehnat.uz: [sayt]. –URL: (<https://mehnat.uz/oz/news/mehnat-muhofazasiga-rioya-etilmasligi-oqibatida-baxtsiz-hodisalar-soni-ortmoqda>).
8. O'zbekiston Respublikasining Mehnat kodeksi. Umumiy qism, I bob. Asosiy qoidalar. 8-modda. Lex.uz [sayt].-URL: <https://lex.uz/docs/-142859>.
9. O'zbekiston Respublikasining Mehnat kodeksi 1996-yil 1-aprel. Lex.uz [sayt]. URL: <https://lex.uz/docs/-142859>.
10. Kasbiy xavflarni boshqarish qoidalarini tasdiqlash haqida Qozog'iston Respublikasi Mehnat va aholini ijtimoiy muhofaza qilish vazirining 2020-yil 11-sentabrda 363-son buyrug'i. Qozog'iston Respublikasi Adliya vazirligida 14-sentabrda ro'yxatga olingan. 2020 yil, 21197-son.
11. Timofeeva S.S., Boboev A.A., Drozdova I.V. O'zbekistonda oltinni qayta ishlash zavodi xodimlarining kasbiy risklari" muhandislik texnologiyalari yutuqlari jurnali, № 1, 2021, 3-9 betlar. Doi: 10.24412/2181-1431-2021-1-3-9.
12. Timofeeva S.S., Botirov T.V., Musaev M.N., Boboev A.A. Matematik model va konchilik mintaqasida er usti havosining ifloslanishini monitoring qilish" muhandislik texnologiyalari yutuqlari jurnali, № 2, 2021 yil, 3-9 betlar. Doi: 10.24412/2181-1431-2021-2-3-9
13. Nikolay S. Mehnatni muhofaza qilish tizimining bir qismi sifatida xavfni baholash // URL: <https://srg-eco.ru/news/rol-ocenki-riskov-v-sisteme-upravleniya-ohranoj-truda>.
14. Kalendarov A., Kalendarov I., Raxmatov D., Namozov N. (2023). Control System and Algorithm for Construction of Optimal Technological Routes for Machining Parts in the Machining Shop. In: Beskopylny A., Shantsyan M., Artiukh V. (eds) XV International Scientific Conference "INTERAGROMASH 2022". INTERAGROMASH 2022. Lecture Notes in Networks and Systems, vol. 575. Springer, Cham. https://doi.org/10.1007/978-3-031-21219-2_288.
15. Kalendarov I. I. (2020). Algorithms for solving problems of managing a production unit with a discrete unit type of production. International Engineering Journal For Research & Development, 5(4), 8.
16. Kalendarov I. (2022). Algorithm for the Problem of Loading Production Capacities in Production Systems. In XIV International Scientific Conference "Interagromash 2021" Precision Agriculture and Agricultural Machinery Industry, Volume 1 Springer International Publishing, pp. 887-896.

УПРАВЛЕНИЕ ПРОЦЕССОМ ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ НА ОСНОВЕ ПРОГНОСТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ШАРОВОЙ МЕЛЬНИЦЫ



Мухитдинов Д.П.,
профессор кафедры
«Автоматизация производственных процессов»
ТГТУ, д.т.н.



Бойбутаев С.Б.,
старший преподаватель
кафедры «Автоматизация и управление»
НГТУ

Maqolada noaniqlik sharoitida bashoratlovchi model asosida qurilgan tog' jinlarini yanchish jarayonini boshqarishning takomillashtirilgan tizimi taklif etiladi. Tegirmonning ishlashini boshqarishning mustaqillik darajasini aniqlash hamda tayyor mahsulotning zarracha hajmini baholash uchun eng mos o'zgaruvchilar ro'yxati aniqlandi. Maydalash jarayonini boshqarish sxemasida dinamik inversiya boshqaruvi konturini bashoratli model asosida qurilgan boshqaruv konturi bilan birlashtirish taklif etiladi. Ushbu integratsiya mahsulot sifati va unumdorligini mustaqil ravishda tartibga solish, shuningdek, butun jarayonni boshqarish imkonini beradi. Ishlab chiqilgan boshqaruv tizimi tayyor mahsulotning zarracha kattaligining maqsadli qiymatini va boshqariladigan o'zgaruvchilar chegaralaridagi unumdorlikni mustaqil ravishda kuzatishni ta'minlaydi.

Tayanch iboralar: yanchish jarayoni, sharli tegirmon, zumpf, dinamik inversiya, boshqaruv, yordamchi kontur, asosiy kontur, kontroller

В статье предлагается усовершенствованная система управления процессом измельчения горных пород, построенная на основе прогностической модели в условиях неопределенностей. В целях определения степени независимости управления производительностью мельницы и оценки размера частиц продукта определен перечень наиболее подходящих для этого переменных. В схеме управления процессом измельчения предлагается сочетать контур управления динамической инверсии, с контуром управления, построенном на основе прогностической модели. Эта интеграция позволяет независимо регулировать качество продукта и производительность, а также управлять всем процессом. Разработанная система управления обеспечивает независимое отслеживание заданного значения оценки размера частиц готового продукта и производительности в пределах ограничений управляемых переменных.

Ключевые слова: процесс измельчения, шаровая мельница, зумпф, динамическая инверсия, управление, вспомогательный контур, основной контур, контроллер.

Управление технологическим процессом измельчения руды преследует следующие цели [1]: текущий контроль за заданными значениями технологических параметров, управление оценкой размера частиц продукта и производительностью, а также выработка управляющих воздействий для компенсации отклонений между экспериментальными и рассчитанными значениями, полученными по прогностической модели.

Прогностическую модель процесса измельчения в шаровой мельнице самоизмельчения в пространстве состояний можно представить в виде следующих функциональных зависимостей:

$$x_p(t) = f_p(t, x_p, u_p) \quad (1)$$

$$y_p(t) = g_p(t, x_p, u_p) \quad (2)$$

где x_p соответствует переменным, отражающим состояние, y_p соответствует выходным измеряемым переменным, а u_p – управляемые переменные объекта. Состояния, управляемые и измеряемые величины можно представить в виде следующих соотношений:

$$x_p = [X_{ОВМ}, X_{ОТЧМ}, X_{ОМЧМ}, X_{ОКМ}, X_{ОШМ}, X_{ОВЗ}, X_{ОТЧЗ}, X_{ОМЧЗ}]^T \quad (3)$$

$$u_p = [\text{ППВМРНИ}, \text{СШ}, \alpha_{\text{speed}}, \text{РЦС}, \text{ПВЗ}]^T \quad (4)$$

$$y_p = [\text{ЗЗМР}_{\text{мель}}, \text{ОПЗ}, \text{ППЦ}, \text{ОРЧП}, \text{П}]^T \quad (5)$$

Функция f_p определяется из формул (6)-(13) [2]:

$$\dot{X}_{ОВМ} = \text{ПВМ} - \frac{\varphi V_v \cdot X_{ОВ} \cdot X_{ОВ}}{X_{ОТЧ} + X_{ОВ}} + V_{\text{ПВЗ}} \quad (6)$$

$$\dot{X}_{ОТЧМ} = \frac{\text{РНИ}}{\rho_{\text{ш}}} (1 - \alpha_r) - \frac{\varphi V_v \cdot X_{ОВ} \cdot X_{ОТЧ}}{X_{ОТЧ} + X_{ОВ}} + V_{\text{ПТЧЗ}} + \frac{\varphi P_{\text{мель}}}{\rho_{\text{ш}} \phi_r} \left(\frac{X_{ОК}}{X_{ОК} + X_{ОТЧ}} \right) \quad (7)$$

$$X_{ОМЧМ} = \frac{\text{РНИ} \cdot \alpha_f - \frac{\varphi V_v \cdot X_{ОВ} \cdot X_{ОМЧ}}{X_{ОТЧ} + X_{ОВ}} + V_{\text{ПМЗ}} + \frac{\varphi P_{\text{мель}}}{\rho_{\text{ш}} \phi_f} / [1 + \alpha_{\phi_f} (\frac{X_{ОВ} + X_{ОК} + X_{ОТЧ} + X_{ОШ} - v_{\text{max}}}{v_{\text{мель}}})]}{\rho_{\text{ш}}} \quad (8)$$

$$X_{ОКМ} = \frac{\text{РНИ}}{\rho_{\text{ш}}} \alpha_f - \left(\frac{\varphi P_{\text{мель}}}{\rho_{\text{ш}} \phi_f} \frac{X_{ОК}}{X_{ОК} + X_{ОТЧ}} \right) \quad (9)$$

$$X_{ОШМ} = \frac{\text{СШ}}{\rho_p} - \frac{\varphi P_{\text{мель}}}{\phi_b} \left(\frac{X_{ОШ}}{\rho_{\text{ш}} (X_{ОК} + X_{ОТЧ}) + \rho_p X_{ОШ}} \right) \quad (10)$$

$$X_{ОВЗ} = \frac{\varphi \cdot V_v \cdot X_{ОВ} \cdot X_{ОВ}}{X_{ОТЧ} + X_{ОВ}} - \frac{\text{РЦС} \cdot X_{ОВ}}{X_{ОВ} + X_{ОТЧ}} + \text{ПВЗ} \quad (11)$$

$$X_{ОТЧЗ} = \frac{\varphi \cdot V_v \cdot X_{ОВ} \cdot X_{ОТЧ}}{X_{ОТЧ} + X_{ОВ}} - \frac{\text{РЦС} \cdot X_{ОТЧ}}{X_{ОВ} + X_{ОТЧ}} \quad (12)$$

$$X_{ОМЧЗ} = \frac{\varphi \cdot V_v \cdot X_{ОВ} \cdot X_{ОМЧ}}{X_{ОТЧ} + X_{ОВ}} - \frac{\text{РЦС} \cdot X_{ОМЧ}}{X_{ОВ} + X_{ОТЧ}} \quad (13)$$

Функция g_p определяется формулами (14)-(19) [2]:

$$OC3M = (X_{OBM} + X_{OTCHM} + X_{OKM} + X_{OSH}) / v_{мель} \quad (14)$$

$$OP3 = X_{OTCH3} + X_{OB3} \quad (15)$$

$$PЧП = V''_{рмг} / V''_{ртгг} \quad (16)$$

$$\Pi = V''_{ртгг} \quad (17)$$

$$P_{мель} = P_{max} \{1 - \delta_{0.3} Z_x^2 - 2\chi_{max} \delta_{0.3} \delta_{т.ф} Z_x Z_r - \delta_{т.ф} Z_r^2\} \cdot (\alpha_{скор})^{\alpha_{cu}} \quad (18)$$

$$ППЦ = \frac{V'_{рвг} + P_p V'_{ртгг}}{V'_{рвг} + V'_{ртгг}} \quad (19)$$

Построим архитектуру управления процессом измельчения в шаровой мельнице. Схематическое управление мельницей представлено на рис. 1.

Диапазон времени, начиная от подачи руды, подаваемой на измельчение (РНИ) до оценки размера частиц продукта (ОРЧП) составляет 30 мин, а диапазон времени расхода циркуляционной смеси (РЦС) до ОРЧП составляет 2 мин. К тому же, технологический процесс в мельнице протекает довольно медленно по сравнению с процессом, протекающим в зумпфе. К примеру, при разнице в расходах РЦС и питательной воды зумпфа (ПВЗ), составляющей 300 м³/ч, пульпа, находящаяся в зумпфе объемом 12 м³ может пройти через него в течение 1 мин [3].

Поскольку процессы, протекающие быстро и медленно, на схеме можно изобразить в виде двух отдельных контуров: а) вспомогательный контур – контур с быстродействующим контроллером

и пониженными требованиями к скорости обработки данных – используется для зумпфа; б) основной контур – контур, где установлен контроллер с высокой скоростью обработки данных, используемый для оптимизации и несущий большую нагрузку по обработке данных, используется для остальной части схемы. На этом основании схема управления процессом измельчения, представленная на рис. 1, состоит из контура управления динамической инверсии ДИ, сочетающегося с нелинейной моделью. Контроллер динамической инверсии (ДИ) предназначен для управления процессом, происходящем в зумпфе. Это позволяет нелинейной модели НМПК более точно определять оптимальные значения остальных переменных. В отличие от двух изолированно работающих контроллеров прогнозирующая модель системы управления вырабатывает единое решение, учитывающее решение, выработанное контроллером динамической инверсии.

Уравнения, входящие в состав моделей циклона, и энергопотребления мельницы – (6)-(19), являются статическими нелинейными уравнениями. Для получения аналитического решения эти уравнения необходимо линеаризовать, что позволит получать достоверные решения с достаточной точностью только в небольших областях вокруг рабочей точки [4].

Нелинейное управление имеет то преимущество, что оно в целях получения более точных результатов и в более широком рабочем диапазоне статической нелинейной модели используется в качестве модели внутреннего прогнозирования. Отказ от нелинейного управления не только сузит диапазон вокруг рабочих точек, но

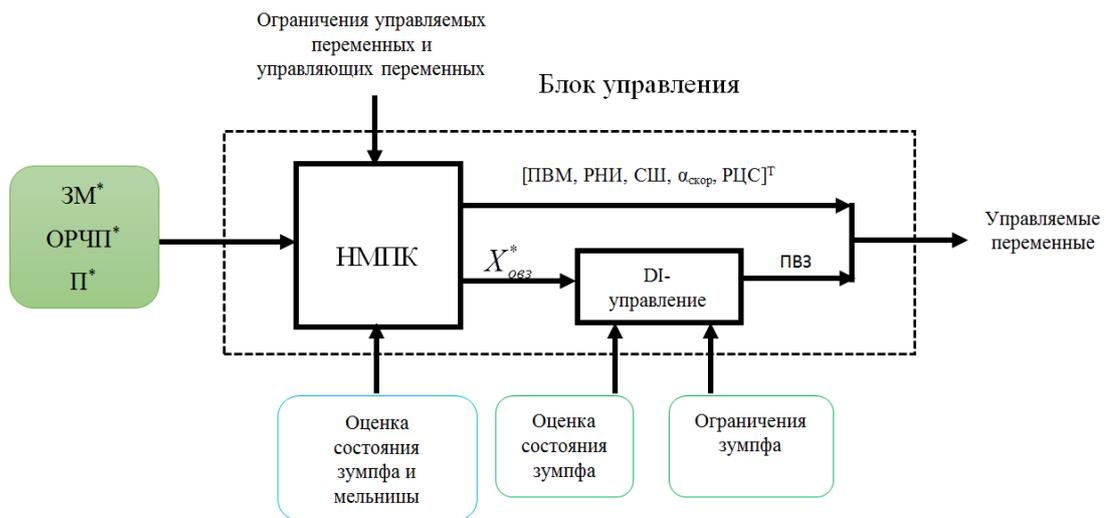


Рис. 1. Схема управления процессом измельчения

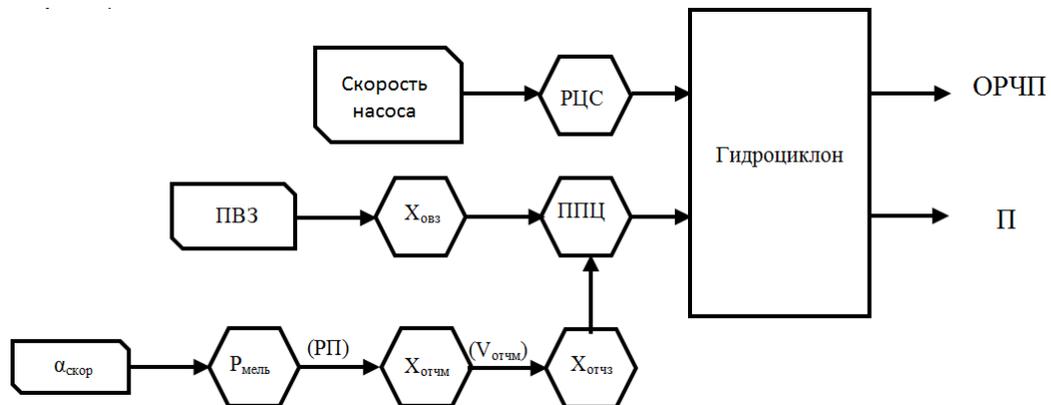


Рис. 2. Блок-схема предполагаемых управляемых переменных

и не позволит учитывать неопределенности в элементах линейной передаточной функции, могущих составлять от 10% до 65% [5]. Для определения степени независимости управления производительностью (Π) мельницы и оценки размера частиц продукта (ОРЧП) необходимо определить перечень наиболее подходящих для этого переменных. Рассмотрим блок-схему, представленную на рис. 2.

Оценка размера частиц продукта и производительности позволяют вести управление подачей пульпы на циклон (ППЦ) и расходом циркуляционной смеси (РЦС), осуществляемым за счёт изменения оборотов двигателя насоса зумпфа. Плотность подачи пульпы на циклон зависит от состояний зумпфа $X_{\text{овз}}$ и $X_{\text{отчз}}$. Объём воды в зумпфе $X_{\text{овз}}$ легко регулируется расходом воды, поступающей в зумпф (ПВЗ), а объём твёрдых и мелких частиц в зумпфе ($X_{\text{отчз}}$) зависит от эффективности работы мельницы и в зумпфе не меняется. Для увеличения значения ($X_{\text{отчз}}$) из мельницы должно поступать больше твёрдых частиц, что возможно при варьировании оборотами двигателя мельницы ($\alpha_{\text{скор}}$), приводящего к изменению его мощности ($P_{\text{мель}}$), определяемой по уравнению (18).

С увеличением мощности увеличится расход твёрдых частиц, что приведёт к росту объёма твёрдых частиц $X_{\text{отчм}}$, росту суммарного объёма твёрдых и мелких частиц в зумпфе $X_{\text{отчз}}$. За счёт увеличения суммарного объёма твёрдых и мелких частиц в зумпфе может увеличиться не только плотность подачи на циклон, но и производительность (Π) из-за вывода из контура большего количества твёрдых частиц. Следовательно, используя $\alpha_{\text{скор}}$ в качестве управляемой переменной, можно осуществлять дополнительный контроль за производительностью.

Из приведённой на рис. 2 схемы видно, что нелинейная прогностическая модель системы управления построена на основе использования следующих управляемых переменных: подача воды в мельницу; расход руды, идущей на измельчение; количество стальных шаров; обороты двигателя мельницы; расход циркуляционной смеси; объём воды в зумпфе, доля заполнения мельницы; её производительность и оценка размера частиц продукта.

Обобщая вышеизложенное, можно сказать, что нелинейная модель системы управления использует $X_{\text{овз}}$ как переменную, отражающую объём воды в зумпфе, в качестве «уставки» для контура управления динамической инверсии. Контроллер динамической инверсии, манипулируя расходом воды в зумпф, управляет объёмом воды в зумпфе, от которой зависит оценка размера частиц продукта и производительность. Для обеспечения бесперебойной работы зумпфа (без перелива или полного опорожнения) диапазон изменения объёма воды в зумпфе ограничивается объёмом пульпы в зумпфе, не влияющим на производительность схемы в установленном режиме. По этой причине его «уставка» не указывается. Единственным требованием является сохранение им своих значений в пределах заданных ограничений.

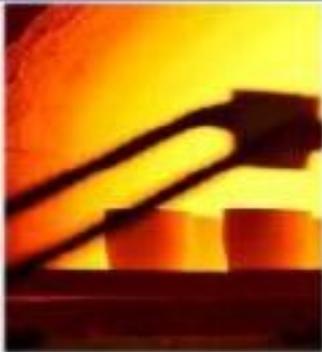
На основании вышеизложенного предлагается интеграция нелинейного контроллера и контроллера оценки состояния для контура измельчения. Данная интеграция позволяет независимо регулировать качество продукта и производительность, а также управлять всем процессом. Кроме того, интеграция прогнозирующего контроллера и контроллера динамической инверсии значительно снижает время на вычисления.

Библиографический список:

1. Пулатов В.Б., Кадиров Ё.Б., Бойбутаяев С.Б., Ийдиева Р.Р. Математическое моделирование работы шаровой мельницы в ГМЗ-2 НГМК // «Горный вестник Узбекистана» № 4. – Навои, 2020. – С. 56-59.
2. Mukhitidinov D. P., Boybutayev S. (2021) "PROBLEMS OF MODELING AND CONTROL OF THE TECHNOLOGICAL PROCESS OF ORE GRINDING," *Chemical Technology, Control and Management: Vol. 2021, Iss. 4, Article 7.*
3. Mhaskar P., Kennedy A.B. *Robust model predictive control of nonlinear process systems: Handling rate constraints, Chem. Eng. Science* 63(2). 2008, pp. 366-375.
4. Туз А.А., Богатилов В.Н. Построение модели процесса измельчения в агрегате непрерывного действия с замкнутым циклом ОАО «Ковдорский ГОК» с применением нейросетевых моделей // Труды Кольского научного центра РАН. Информационные технологии. – Апатиты: Изд-во КНЦ РАН. - 5/2013(18). – Вып. 4. – С. 189-198.
5. Богатилов В.Н., Браун-Аквей Виллиам, Форгор Лемпого Аппаратное и программное обеспечения для системы управления технологическим процессом измельчения // Интернет-журнал «Науковедение». – Москва, 2015. – № 1.

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



КРМГ в Узбекистане – компания «Большой четверки»

Самый быстрорастущий офис КРМГ в Центральной Азии и на Кавказе. Международная сеть фирм, предоставляющих аудиторские, налоговые и консультационные услуги.

Целью своей деятельности КРМГ видит превращение профессиональных знаний в реальную экономическую выгоду в интересах своих клиентов, сотрудников и международных рынков капитала.

Количество сотрудников компании составляет 320 человек.

Аудит



Аудит финансовой отчетности, подготовленной в соответствии с Международными стандартами финансовой отчетности (МСФО, ОПБУ США)



Услуги, связанные с аудитом



Услуги в области учета и отчетности

Налоговое и юридическое консультирование

- Налогообложение юридических лиц
- Юридическое консультирование
- Услуги частным клиентам
- Налогообложение физических лиц и консультации

Консультационные услуги

- Инвестиции и рынки капитала
- Управленческое консультирование
- Консультирование по управлению рисками

Social Media Contacts



KPMG Uzbekistan



kpmg_uzbekistan



KPMG Uzbekistan



KPMG Career CA

Ташкент, Международный бизнес-центр,
проспект Амира Темура, 107-Б,
11-й этаж, блок А
Телефон: +998 78 147 77 44
Факс: +998 78 147 77 44
Электронная почта: info@kpmg.co.uz

kpmg.co.uz



DM75

Станки серии DM75 для бурения взрывных скважин от «Epiroc» - демонстрируют высокую производительность при бурении пород любой категории