

2022
Октябрь - Декабрь
№ 4 (91) Узбекистана

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК
УЗБЕКИСТАНА

Ўзбекистон

ISSN 2181-7383

КОНЧИЛИК ХАВАРНОМАСИ

4

№ 91

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

Oktabr - Dekabr 2022

НАУЧНО - ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

УЗБЕКИСТАНА



Линейка оборудования Variomec XS

normet
NORMET.COM

Выполнение всех потребностей в логистике
в подземных выработках самым безопасным
доступным решением



ПРОЧНЫЙ КОМПАКТНЫЙ НАДЕЖНЫЙ МОДУЛЬНЫЙ ГИБКИЙ



Variomec XS 115 PER



Variomec XS 035 CREW



Variomec XS 040 MAT

СООБЩИТЕ НАМ СВОИ ПОТРЕБНОСТИ!

Normet International Ltd.
Представительство в Республике Узбекистан, г.Ташкент, 100084, ул. А.Темуря 95А.
Тел.: +998 93 390 0799 Факс: +998 78 140 92 92

O'zbekiston

KONCHILIK XABARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQRARISH JURNALI

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yil iyul oyidan chiqib 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), Raimjanov B.R. (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), Petuxov O.F. (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), Rahmatov 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 Innovatsion markaz
Tel.: +99879 227-81-59

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

Web-sayt: <http://www.gomiyvestnik.uz>; <http://uzjournals.edu.uz/gorvest>

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

F.Yu. Zairova

Jurnaling 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 18.12.2022 y. imzolandi

A3 formatda. Adadi 100 nusxa

© O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2022

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:

Аликулов Ш.Ш.

Технический и художественный редактор:

Заирова Ф.Ю.

Состав редколлегии по разделам: *геотехнология* – Ракишев Б.Р. (Казахстан), Шашенко А.Н. (Украина), Заиров Ш.Ш. (Узбекистан), Мислибоев И.Т. (Узбекистан), Раимжанов Б.Р. (Узбекистан); *геология* – Белин В.А. (Россия), Акбаров Х.А. (Узбекистан), Снитка Н.П. (Узбекистан), Турсебеков А.Х. (Узбекистан); *обогащение и металлургия* – Дементьев 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), Петухов О.Ф. (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 НГМК
Тел.: +99879 227-81-59

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

Веб-сайт: <http://www.gomiyvestnik.uz>; <http://uzjournals.edu.uz/gorvest>

Обложка, дизайн, компьютерная вёрстка:

Заирова Ф.Ю.

Ответственный за публикацию и обновление электронной формы журнала:

Шарафутдинов У.З.

Отпечатано:

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

Подписано в печать 18.12.2022 г.

Формат А3. Тираж 100 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2022

ISSN 2181-7383



4 780010 201760 >

MUNDARIJA / ОГЛАВЛЕНИЕ

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

Заиров Ш.Ш., Номдоров Р.У., Ашуралиев У.Т. Повышение устойчивости бортов карьера путем формирования вогнутого профиля откоса высокого уступа.....	4
Mahmudov D.R., Nurboboyev Y.T. Murakkab strukturali oltin ruda konlarida nobudgarchilik va sifatsizlanish ko'rsatkichlarini kamaytirish tajribasini baholash.....	8
Мислибаев И.Т., Махмудов А.М., Махмудов Ш.А., Муминов Р.О. Разработка системы управления технологичностью и оценка качества функционирования рабочих мест горного производства.....	11
Халимов И.У., Петухов О.Ф., Каримов И.А., Шарафутдинов У.З. Поведение урана в системе: рудная глина – безрудная глина – рудный песок.....	15
Акбаров Т.Г., Уразов Ж.Д., Нишанов А.Ш. Опыт внедрения камерно-столбовых систем разработки при отработке маломощных рудных тел Кочбулакского месторождения.....	19
Акбаров Т.Г., Nishanov A.Sh., Urazov J.D. Kochbuloq koni ruda tanalarini tayyorlash usullarini takomillashtirish.....	23
Нутфуллоев Г.С., Гаибназаров Б.А. Исследование способов ведения взрывных работ в обводнённых скважинах на открытых горных работах.....	28
Сайидкасимов С.С., Сохибов И.Ю. Моделирование тектонического состояния района угольного разреза «Ангренский» до проведения горных работ.....	31
Мислибаев И.Т., Самадова Г.В. Разработка графоаналитической модели поперечного профиля месторождения на косогоре.....	39

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Amirov E.M., Moyliev M.Sh., Yusupov A.B., Sadirov R.M. Taushan koni ma'dan qamrovchi jinslarning mineralogik-petrografik tavsifi (Quljuqto'v tog'lari).....	43
Шарипов Ш.Ф., Мирзаев А.У., Заирова Ф.Ю. Комплексное исследование минеральных солей озера Муллалы Центральных Кызылкумов.....	48
Урмонов А.Х., Камолов А.С. Комплексирование сейсморазведки ОГТ-2Д и электроразведки при изучении кайнозойских отложений Ферганской впадины.....	52
Закиров М.М., Джаксымуратов К.М., Рашидова Р.К. Искусственное восполнение подземных вод в Южном Приаралье.....	56
Мирходжаев Б.И., Усманиев Э.А., Шарипов Ш.Ф., Жуманазаров Ш.Ш. К вопросу особенностей проявления пегматитового редкометалльного оруденения в пределах Лянгарского рудного поля.....	62

BOYITISH VA METALLURGIYA / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Санакулов К., Чулиев Ф.Г. Опыт работы переработки золотосодержащих техногенных отходов с применением оборотных вод.....	65
Ахмедов Х.И., Куликов В.Ю., Квон С.С., Жумаев А.А. Исследование влияния легирования на эксплуатационные свойства чугунов марок 280х29НЛ и 330х17Л с целью повышения их качества.....	69

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Солиев Т.И., Аллаберганова Г.М., Музафаров А.М. Радиометрические методы датирования возрастов урановых образцов некоторых месторождений Кызылкумов.....	73
Аллаярлов Р.М., Назаров Ж.Т., Аллаберганова Г.М., Музафаров А.М. Исследование коэффициентов обогащения химических элементов в урановых отвалах методом инструментального нейтронно-активационного анализа.....	76
Санакулов К., Воробьев А.Е., Чжан Л. Физико-химические свойства наночастиц золота в рудах и катализаторах.....	79
Umarov Sh.A., Kuylieva Sh.D., Sharafutdinov U.Z. Toshqazgan grafit rudasining hususiyatlarini o'rganish va organik modda yordamida boyitish usullari.....	85
Абдуазизов Н.А., Худайбердиев О.Ж., Норов Г.М., Карабекян С.Х. Математический расчёт и сравнительный анализ свойств жидкости гидроцилиндра при использовании уплотнителя.....	87
Atakulov L.N., Khaidarov Sh.B., Raykhanova G.E. Improving the filter housing of a quarry excavator compressor.....	91
Эгамбердиев И.П., Очилов У.Ю., Мамадияров А.Ж., Хамроев Н.Н. Разработка и обоснование математической модели процесса обработки фрезерованием с тремя степенями свободы.....	94
Ахатов Н.А., Абдурахманов К.К. Применение колёсного перегонного устройства для перемещения гидравлических экскаваторов типа RH-40E (FS) И HITACHI EX 1200-6(7) в карьерных условиях северного рудоуправления.....	98

ELEKTROENERGETIKA / ЭЛЕКТРОЭНЕРГЕТИКА

Qarshibayev A.I., Narzullayev B.Sh. Energetik qurilmalarning qizish haroratini hisoblash orqali ularning texnik holatini diagnostika qilish tizimini takomillashtirish.....	101
Норбаев С.И., Джураев А.О. Шаг в развитие энергетики Республики Узбекистан.....	104
Атауллаев Н.О., Низомова Д.Ф. Надежность магнитомодуляционных преобразователей постоянного тока.....	109

EKOLOGIYA / ЭКОЛОГИЯ

Soyibov F.Y., Karimov Z.T. Qizilqum sharoitida tabiiy suv resurslaridan samarali foydalanish.....	112
---	-----

TARIX / ИСТОРИЯ

Raupov X.R. Uran konlari tarixidan.....	115
---	-----

TABRIKLAR / ПОЗДРАВЛЕНИЯ

Сагдиева Муяссар Гайбуллаевна – 75 лет.....	117
---	-----

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Мальшев Юрий Николаевич (01.09.1939 – 05.09.2022 гг.).....	118
--	-----

REKLAMA / РЕКЛАМА

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

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 «UZGEORANGMETLITI».

Chief Editor: **Sharafutdinov U.Z.**
Deputy Chief Editor: **Alikulov Sh.Sh.**
Technical and art editor: **Zairova F.Yu.**

Editorial Board: Belin V.A. (Mining Institute NUST MISIS, Russia), Vorobiev A.G. (Publishing house "Ore and Metals", Russia), 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), Petukhov O.F. (Navoi State Mining and Technology University, 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), 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

Zairov Sh.Sh., Nomdorov R.U., Ashuraliev U.T. Increasing the stability of the quarry slopes by forming a concave high scarp slope profil..... 4

Khalimov I.U., Petukhov O.F., Karimov I.A., Sharafutdinov U.Z. Uranium behaviour in the system: ore clay – non-ore clay – ore sand..... 15

Akbarov T.G., Urazov J.D., Nishanov A.Sh. Experience of implementing chamber-and-pillar systems in the mining of small ore bodies in the Kochbulak deposit..... 19

Akbarov T.G., Nishanov A.Sh., Urazov J.D. The improvement of ore body preparation methods at the Kochbulok mine..... 23

Mislibaev I.T., Samadova G.M. Development of a grapho-analytical model of the cross-sectional profile of the field on the slope..... 39

GEOLOGY

Amirov E.M., Moyliyev M.SH., Yusupov A.B., Sadirov R.M. Mineralogical and petrographic description of Taushan ore-covering rocks (Kuldzhuktau mountains)..... 43

Sharipov Sh.F., Mirzaev A.U., Zairova F.Yu. A comprehensive study of the mineral salts of lake Mullaly of the central Kyzylkum..... 48

ENRICHMENT AND METALLURGY

Sanakulov K., Chuliev F.G. Experience in the processing of gold-containing man-made waste using recovered water..... 65

SCIENTIFIC LABORATORY RESEARCH

Sanakulov K., Vorobiev A.E., Zhang L. Physico-chemical properties of gold nanoparticles in ores and catalysts..... 79

Abduazizov N.A., Khudaiberdiev O.Zh., Norov G.M., Karabekyan S.Kh. Mathematical calculation and comparative analysis of the hydraulic cylinder liquid properties using a seal..... 87

Atakulov L.N., Khaidarov Sh.B., Raykhanova G.E. Improving the filter housing of a quarry excavator compressor..... 91

CONGRATULATIONS

Sagdiyeva Muyassar Gaibullaevna 75 years old..... 117

Malyshev Yuri Nikolaevich (09.01.1939 - 09.05.2022)..... 118

ПОВЫШЕНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ КАРЬЕРА ПУТЕМ ФОРМИРОВАНИЯ ВОГНУТОГО ПРОФИЛЯ ОТКОСА ВЫСОКОГО УСТУПА



Заиров Ш.Ш.,
профессор кафедры
«Горное дело» НГГТУ, д.т.н.



Номдоров Р.У.,
докторант кафедры
«Горное дело» НГГТУ



Ашуралиев У.Т.,
магистрант кафедры
«Горное дело» НГГТУ

Maqolada karyerning ishlamaydigan tomonlari ratsional konstruksiyalarini tahlil qilish natijalari keltirilgan va konturga yaqin zonada portlatish ishlarining qirralar yonbag'irlari holatiga ta'siri o'rganilgan. Karyer yonbag'irlarining barqarorligini oshirish usuli ishlab chiqilgan bo'lib, baland tog'oraning qiyalik profilini shakllantirish orqali to'siqning qiyaligi sifatini, chekka massivning to'liq xavfsizligini va tog'-kon ishlarining xavfsizligini ta'minlaydi.

Tayanch iboralar: qirralar yonbag'irlari, ommaviy portlashlar, vayronagarchilik, barqarorlik, chekka, texnologik sxema, kon-geologik sharoit, qiyalik profili, ochiq chuqurlik, ustki qatlam, nishab burchagi, portlash, massiv parchalanishi, quduq zaryadlari.

В работе даны результаты анализа рациональных конструкций нерабочих бортов карьера и исследовано влияние взрывных работ в приконтурной зоне на состояние откосов уступов. Разработан способ повышения устойчивости бортов карьера путем формирования вогнутого профиля откоса высокого уступа, обеспечивающего качество заоткоски уступа, полную сохранность законтурного массива и безопасность ведения горных работ.

Ключевые слова: откосы уступов, массовые взрывы, разрушение, устойчивость, борт, технологическая схема, горно-геологические условия, профиль откоса, глубина карьера, вскрышные породы, угол наклона, взрыв, дробление массива, скважинные заряды.

В настоящее время в мире достигнут значительный прогресс в области применения контурного взрывания на открытых работах, однако, не решён ряд ключевых вопросов, связанных с выбором рациональных параметров контурного взрывания, прогнозной оценкой и выбором методов повышения эффективности специальной технологии заоткоски уступов. Одним из наиболее существенных недостатков является то, что требования устойчивости не учитываются при выборе параметров буровзрывных работ (БВР). Влияние специальных методов

ведения БВР на устойчивость откосов уступов лишь констатируется после выполнения работ.

В связи с этим, необходимо уделять особое внимание решению вопросов минимизации разрушающего действия массовых взрывов на законтурный массив и поддержания устойчивости откосов уступов и их бортов.

Существующие методы расчётов устойчивости откосов уступов и бортов карьеров позволяют определить параметры откосов вогнутой, выпуклой и плоской форм (рис. 1) [1, 2].

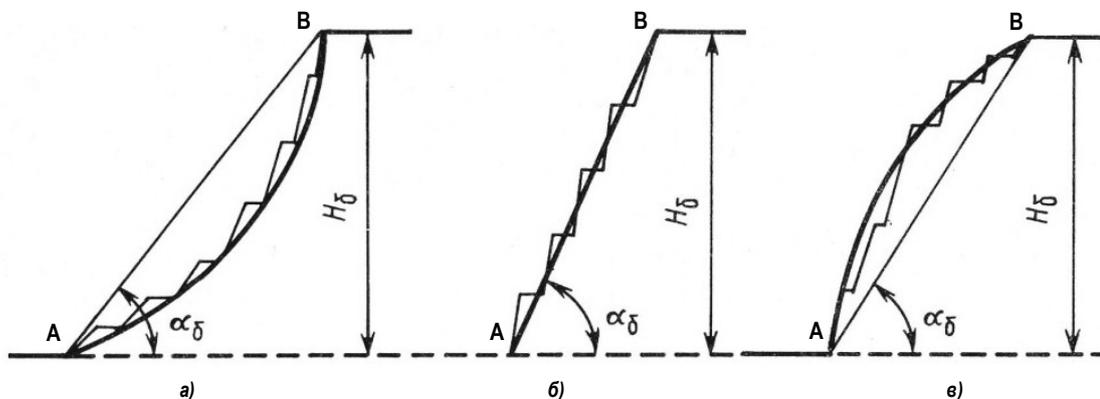


Рис. 1. Основные типы профилей бортов карьеров по условию устойчивости: а) вогнутый; б) плоский; в) выпуклый; α_δ – угол борта карьера; H_δ – высота борта

Решением задач устойчивости откосов могут быть получены равно- или неравноустойчивые профили бортов карьера. В первом случае коэффициент запаса по наиболее слабым поверхностям остается постоянным независимо от глубины расположения поверхностей. Во втором случае, коэффициент запаса переменен с глубиной и при обеспечении общей устойчивости всего откоса определяется изменением конструктивных и технологических факторов по высоте откоса.

Рядом исследователей [3-10] установлена целесообразность разработки борта на зоны с учётом изменения физико-механических свойств пород, поверхностей ослабления и трещиноватости.

В каждой зоне борта с учетом фактора времени определяются углы устойчивых откосов, в контуры которых вписываются оптимальные профили. Такими зонами могут быть слои пород: крепких ($C > 20 \text{ МПа}$), средней крепости ($2 \text{ МПа} \leq C \leq 20 \text{ МПа}$) и слабых ($C < 2 \text{ МПа}$).

Помимо трёх основных форм откосов по условию устойчивости отдельных зон возможна четвертая – комбинированная форма. Сочетание отдельных форм в зонах даёт сложную конфигурацию борта в целом, которую с некоторым приближением можно отнести к одной из основных форм.

Выбор оптимальной конфигурации профиля борта карьера необходимо осуществлять по условию устойчивости отдельных зон и борта в целом, т.е. безопасности работ, и исключения непроизводительных затрат по разносу бортов.

Наибольшее распространение в горной практике получили расчёты плоского профиля откоса. Ввиду различного срока службы участков борта карьера такая конструкция не удовлетворяет эффективной отработке месторождения и связана с непроизводительной выемкой пород вскрыши на нижних горизонтах.

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

Известно, что создание экранирующей 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 сдвигание и страивание стационарных уступов в этих условиях по различным технологическим схемам с учетом горно-геологических условий.

Анализ исследований по применению специальных методов ведения БВР при оформлении откосов уступов показал, что наиболее эффективным способом ограничения зоны деформаций за проектной поверхностью отрыва является применение предварительного щелеобразования [11].

Применение предварительного щелеобразования связано с дополнительными затратами на бурение контурных скважин, их зарядание и взрывание с использованием дополнительных взрывчатых веществ и средств взрывания. Поэтому, вопрос о целесообразности этого метода заоткоски должен решаться на основании технико-экономического расчета. Этот расчет базируется на условии: стоимость заоткоски должна быть меньше стоимости извлечён-

ных объёмов пород, которые образуются при увеличении угла наклона борта [1].

Глубина карьера, при которой экономически целесообразно применение предварительного щелеобразования, определяется по формуле [9]:

$$H \geq \frac{2C_3}{C_e(\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \alpha_3) \sin \alpha_3},$$

где C_3 – стоимость заоткоски 1 м^2 откоса с учетом затрат на бурение и взрывание контурного ряда скважин, сум;

C_e – стоимость извлечения 1 м^3 вскрышных пород, сум;

α – угол наклона борта карьера без контурного взрывания, град.;

α_3 – угол наклона с применением контурного взрывания.

С учётом вышеизложенного, проектная глубина карьера – важный фактор, который следует учитывать при районировании приобтового массива.

Анализ исследований по выбору параметров оконтуривающих зарядов для создания экранирующей щели выявил отсутствие методики, позволяющей достаточно обоснованно и однозначно рекомендовать параметры БВР для конкретных горно-геологических условий.

Известные в настоящее время зависимости позволяют лишь ориентировочно оценить соотношение между основными параметрами оконтуривающих зарядов [12].

В связи с отсутствием теоретических зависимостей для расчета предельно допустимых, по условию сохранения устойчивости откосов, нагрузок на законтурный массив, отработку параметров БВР требуется производить для каждого участка, отличающегося строением массива или физико-механическими свойствами пород.

Для повышения устойчивости откосов бортов карьера разработан способ формирования предварительной щели в предельном контуре бортов карьера путем формирования вогнутого профиля откоса высокого уступа, обеспечивающего снижение нарушений массива и трещинообразования, а также уменьшение осыпобразования и оползания.

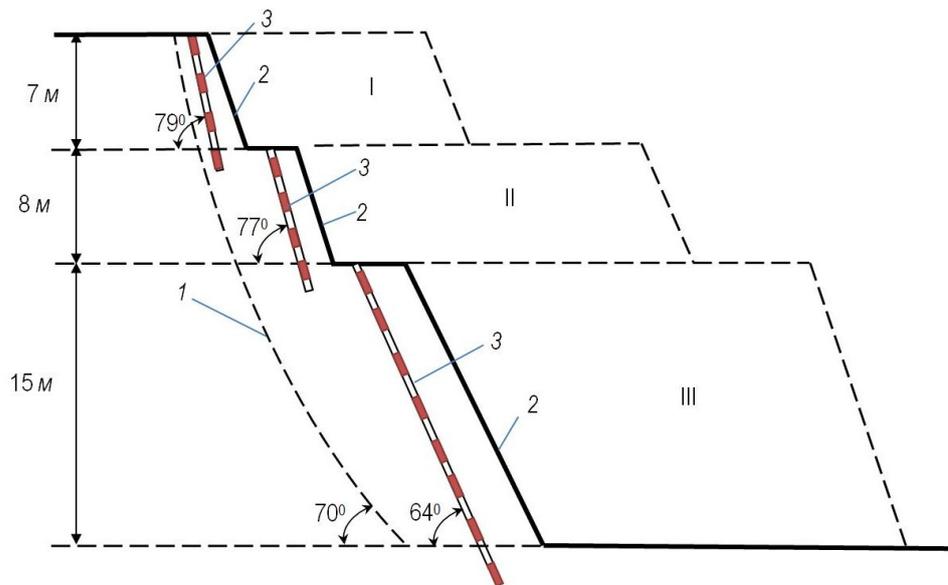


Рис. 2. Схема заоткоски уступов в приконтурной зоне карьера: 1 – конечный контур карьера; 2 – откос уступа карьера; 3 – наклонная контурная скважина; I – верхний горизонт; II – средний горизонт; III – нижний горизонт

Согласно данному способу при приближении горных работ к конечному контуру карьера уступ высотой 30 м разделяется на подступы с горизонтами I, II и III (рис. 2).

Каждый горизонт взрывается раздельно. Первым взрывается горизонт I, следующим – горизонт II и последним – горизонт III.

В результате проведенного математического моделирования при разделении высокого уступа на три подступа установлены рациональные высоты и углы откосов каждого подступа.

При первом массовом взрыве до дробления массива скважинными зарядами ВВ на верхнем уступе (горизонт I) высотой 7 м с учетом призмы возможного обрушения (<2,5 м) на расстоянии 1 м от проектного контура карьера буровым станком бурится ряд наклонных скважин под углом 79° глубиной 8 м и диаметром 110 мм. Расстояние в ряду между контурными наклонными скважинами составляет 2 м.

При втором массовом взрыве до дробления массива скважинными зарядами ВВ в среднем уступе (горизонт II) высотой 8 м

бурится также ряд наклонных скважин под углом 77° глубиной 9 м и диаметром 110 мм. Расстояние в ряду между контурными наклонными скважинами составляет также 2 м.

При третьем массовом взрыве до дробления массива скважинными зарядами ВВ в нижнем уступе (горизонт III) высотой 15 м бурится ряд наклонных скважин под углом 64° глубиной 17 м и диаметром 110 мм. Расстояние в ряду между контурными наклонными скважинами составляет 2 м.

Заряды во всех контурных скважинах формируют из промежуточных детонаторов с эмульсионным ВВ и детонирующего шнура в виде гирлянд с удельным расходом 2 кг/м.

Формирование углов откосов высоких уступов до 70° возможно в различных горно-геологических, горнотехнических и климатических условиях. Применение предлагаемой последовательности и параметров отстройки уступов обеспечивает качество заоткоски уступа, полную сохранность законтурного массива и безопасность ведения горных работ.

Библиографический список:

1. 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.
2. Инструкция по наблюдениям за деформациями бортов, откосов уступов и отвалов на карьерах и разработке мероприятий по обеспечению их устойчивости // Утверждена коллегией Госгортехнадзора Узбекистана. – № 9 от 08.05.98. Зарегистрирована Министерством юстиции Узбекистана 26.02.99. – № 649. – 93 с.
3. Методические указания по наблюдению за деформацией бортов разрезов и отвалов, идентификации их результатов и прогноз устойчивости. – Л.: ВНИМИ, 1987. – 119 с.
4. Попов И.М., Окатов Р.П. Борьба с оползнями на карьерах. – М.: Недра, 1980. – 239 с.
5. Копач П.И., Краснопольский И.А., Полищук С.З., Шапарь А.Г. Управление состоянием массивов на открытых разработках. – Киев: Наукова думка, 1988. – 288 с.
6. Методические указания по определению углов наклона бортов откосов уступов и отвалов строящихся и эксплуатируемых карьеров. – С. Пб., 2012. – 162 с.
7. Ильин А.И., Гальперин А.М., Стрельцов В.И. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах. – М.: Недра, 1985. – 248 с.
8. Мальгин О.Н., Рубцов С.К., Шеметов П.А., Шльков А.Г. Совершенствование технологических процессов буровзрывных работ на открытых горных работах. – Ташкент: Фан, 2003. – 199 с.
9. Шпанский О.В., Лигоцкий Д.Н., Борисов Д.В. Проектирование границ открытых горных работ // Уч. пос. – СПб, 2003. – 90 с.
10. Астафьев Ю.П., Попов Р.В., Николошин Ю.М. Управление состоянием массива горных пород при открытой разработке месторождений полезных ископаемых. – Киев: Высшая школа, 1986. – 272 с.
11. Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р., Равшанова М.Х., Номдоров Р.У. Физико-техническая оценка устойчивости бортов карьеров с учетом технологии ведения буровзрывных работ. Монография. – Бухоро: изд-во «Бухоро», 2020. – 175 с.
12. Заиров Ш.Ш., Уринов Ш.Р., Тухташев А.Б. Анализ технологии ведения открытых горных работ и отстройки бортов карьеров // Национальное информационное агентство Узбекистана УзА. Отдел науки (электронный журнал). – Ташкент, июнь, 2020. – С. 1-15.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2022, № 4 (91) pp. 4-7

INCREASING THE STABILITY OF THE QUARRY SLOPES BY FORMING A CONCAVE HIGH SCARP SLOPE PROFIL

Zairov Sh.Sh., Doctor of Technical Sciences, Professor of the Mining Department. E-mail: sher-z@mail.ru.

Nomdorov R.U., Doctoral student of the Mining Department.

Ashuraliev U.T., Masters student of the Mining Department.

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

The results of the analysis of rational designs of non-operating quarry slopes are given and the impact of blasting operations in the near-contour area on the condition of the scarp slopes is investigated. A method to increase stability of quarry slopes by forming concave profile of high scarp slopes providing scarp backfill quality, complete safety of the massif and safety of mining works is developed.

Keywords: scarp slopes, mass blasts, destruction, stability, slope, process flow diagram, mining and geological conditions, slope profile, pit depth, overburden, slope angle, explosion, massif crushing, borehole charges

Bibliographic list:

1. 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.
2. Instructions for monitoring the deformations of the sides, slopes of ledges and dumps in quarries and the development of measures to ensure their stability // Approved by the Board of the State Mining and Technical Supervision of Uzbekistan. – No. 9 dated 08.05.98. Registered by the Ministry of Justice of Uzbekistan on 26.02.99. – No. 649.
3. Guidelines for monitoring the deformation of the sides of cuts and dumps, identifying their results and predicting stability. – L.: VNIIMI, 1987. – 119 p.
4. Popov I.M., Okatov R.P. Landslide control in quarries. – M.: Nedra, 1980. – 239 p.
5. Kopach P.I., Krasnopol'skiy I.A., Polishchuk S.Z., Shapar A.G. Managing the state of arrays in open-source mining. – Kyiv: Naukova dumka, 1988. – 288 p.

6. Guidelines for determining the angles of inclination of the sides of slopes of ledges and dumps of open pits under construction and in operation. – Pb., 2012. – 162 p.
7. Ilyin A.I., Galperin A.M., Streltsov V.I. Management of long-term stability of slopes in quarries. –M.: Nedra, 1985. – 248 p.
8. 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.
9. Shpansky O.V., Ligotsky D.N., Borisov D.V. Designing the boundaries of open mining. Tutorial. – St. Petersburg, 2003. – 90 p.
10. Astafiev Yu.P., Popov R.V., Nikoloshin Yu.M. Management of the state of the rock mass in the open mining of mineral deposits. – Kyiv, Higher. school, 1986. – 272 p.
11. Zairov Sh.Sh., Urinov Sh.R., Ravshanova M.Kh., Nomdorov R.U. Physical and technical assessment of the stability of open pit walls, taking into account the technology of drilling and blasting. Monograph. – Bukhara: publishing house «Bukhoro», 2020. – 175 p.
12. Zairov Sh.Sh., Urinov Sh.R., Tukhtashev A.B. Analysis of the technology of conducting open pit mining and rebuilding the sides of quarries // National Information Agency of Uzbekistan Uza. Department of Science (electronic journal). – Tashkent. June, 2020, pp. 1-15.

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

MURAKKAB STRUKTURALI OLTIN RUDA KONLARIDA NOBUDGARCHILIK VA SIFATSIZLANISH KO'RSATKICHLARINI KAMAYTIRISH TAJRIBASINI BAHOLASH



Mahmudov D.R.,
I. Karimov nomidagi TDTU
«Ko'mir va qatlamli konlar geotexnologiyasi»
kafedrasini mudiri, PhD, dotsent



Nurboboyev Yo.T.,
I. Karimov nomidagi TDTU
«Ko'mir va qatlamli konlar geotexnologiyasi»
kafedrasini tayanch doktranti

Foydali qazilma konlarini yer osti usulida qazib olishda ruda sifatini boshqarish nisbatan murakkab bo'lib, nobudgarchilik va sifatsizlanish ko'rsatkichlariga ta'sir etuvchi omillarni ishlab chiqarishning barcha bosqichlarida chuqur va tizimli tahlil etish, masalaga kompleks yondashish maqsadga muvofiq hisoblanadi. Maqolada nobudgarchilik va sifatsizlanish ko'rsatkichlarini kamaytirish bo'yicha xorijiy davlatlar tajribasi o'rganilgan va tahlil qilingan, hamda ruda nobudgarchiligi va sifatsizlanishini kamaytirish usullari taklif etilgan.

Tayanch iboralar: nobudgarchilik, sifatsizlanish, ruda, atrof tog' jinslari, foydali qazilma sifati, qazib olish tizimi, burg'lash va portlatish ishlari, konstruktiv parametrlar.

Управление качеством руды при подземной добыче полезных ископаемых является относительно сложным, целесообразно проводить глубокий и систематический анализ на всех этапах производственных процессов, комплексный подход к вопросу влияющих на показатели потерь и разубоживание является актуальным. В статье рассматривается и анализируется опыт зарубежных стран по снижению показателей потерь и разубоживание, а также рекомендуется снижение потерь и разубоживание руды.

Ключевые слова: потеря, разубоживание, руда, вмещающие породы, качество полезных ископаемых, система разработки, буровзрывные работы, конструктивные параметры.

Murakkab strukturali ruda konlarini qazib olishda ruda sifati ko'rsatkichlarini boshqarish hozirgi kunga qadar dolzarb muammolardan biri hisoblanib, me'yoralashtirishni talab etadi. Me'yoriy nobudgarchilik va sifatsizlanish miqdorini belgilash maqbul qazib olish tizimini tanlash va asoslash orqali amalga oshiriladi.

Qazib olish tizimi va uning parametrlarini to'g'ri tanlash, takomillashtirish hamda qazib olish ishlarini samarali tashkil etish foydali qazilmani qazib olish ko'rsatkichlariga ijobiy ta'sir ko'rsatadi [1]. Tanlangan qazib olish tizimiga mos ravishda rudada qoldiriladigan seliklarning optimal o'lchamini tanlash yoki ularni sun'iy mustahkamlagichlarga almastirish, atrof tog' jinslarining rudaga aralashib ketishini oldini olish, rudani to'raligicha chiqarib olishni ta'minlash, qazib olish tizimining optimal konstruktiv parametrlarini tanlash orqali nobudgarchilik va sifatsizlanish ko'rsatkichlarini boshqarish mumkin.

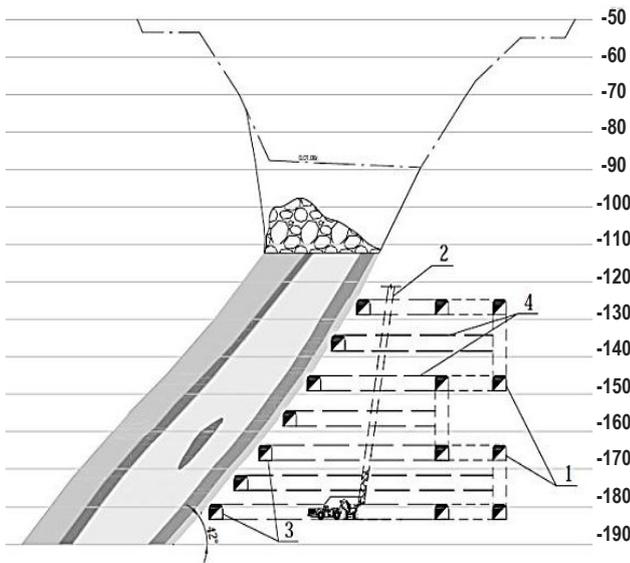
Foydali qazilma konlarini yer osti usulida qazib olishda eng keng tarqalgan qazib olish tizimi qavatchalarni qulatib qazib olish tizimi hisoblanib, kon ishlarini olib borish xavfsizligi, mexanizatsiyalash, ekspluatatsion harajatlarni kamligi, istalgan kon-geologik sharoitga moslashuvchanligi va kon bosimini boshqarishdagi afzalliklari bilan ajralib turadi. Shu bilan bir qatorda tayyorlash-qirqish ishlari hajmi, nobudgarchilik va sifatsizlanish ko'rsatkichlari yuqoriligi ushbu qazib olish tizimining kamchiligi hisoblanadi.

Qavatchalarni qulatib qazib olish tizimida ruda sifati ko'rsatkichlariga ta'sir etuvchi asosiy omil atrof tog' jinslari noturg'unligi bo'lib, qulatilgan ruda atrof tog' jinslari bilan kontaktda ekanligi rudani o'yib olish va chiqarishda rudaga atrof tog' jinslarining qo'shilib ketishiga sabab bo'lishi va natijada nobudgarchilik va sifatsizlanishning oshishiga olib

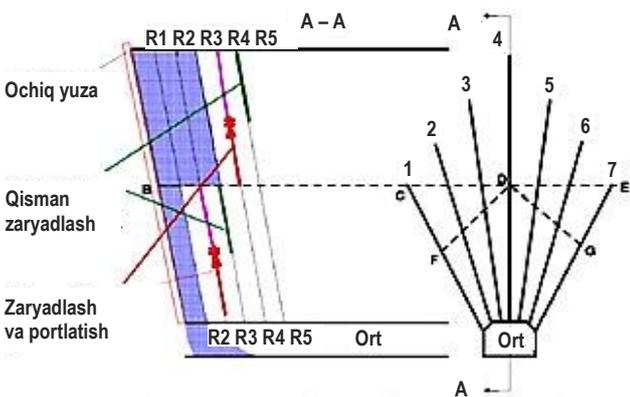
keladi. Qavatchalarni qulatib qazib olish tizimida nobudgarchilik va sifatsizlanishni kamaytirish bo'yicha bir necha olimlar jumladan M.I. Agoshkov, G.M. Malaxov, A.A. Yeremenko, V.R. Imenitov, L.M. Kazikayev, R.P. Kaplunov, V.A. Shestakov, V.V. Kulikov, G.G. Lomonosov, B.N. Baykov, P.M. Volfson, I.N. Savich, S.M. Tkach, V.S. Shexovsev ilmiy-amaliy tadqiqotlar olib borishgan. Ular tomonidan qazib olish tizimini takomillashtirish, konstruktiv parametrlarini optimallashtirish, rudani o'yib olishda hamda qulatilgan rudani chiqarishda nobudgarchilik va sifatsizlanishni kamaytirish bo'yicha bir qator taklif va mulohazalar berilgan.

Tadqiqot usullari. Foydali qazilma sifati va qazib olish ko'rsatkichlarini oshirish bo'yicha asosiy yo'nalishlar belgilangan bo'lib ular: nobudgarchilik va sifatsizlanish natijasida yetkaziladigan iqtisodiy zararni baholash va texnik-iqtisodiy muvofiqlik asosida ularni kamaytirish yo'llarini aniqlash; muayyan sharoitlarda qazib olish tizimi uchun qazib olish ko'rsatkichlarini texnik iqtisodiy me'yoralash [2]. Xorijiy mamlakatlarda ruda nobudgarchiligi va sifatsizlanishini kamaytirish yo'llarini aniqlash va iqtisodiy baholash bo'yicha salmoqli ishlar amalga oshirilgan. Ularning sohadagi yutuqlari va kamchiliklarini o'rganish, tajribasidan foydalanish yurtimizda mavjud konlar uchun ahamiyatli bo'lib, qazib olish ko'rsatkichlarini yaxshilash, korxonada faoliyatini va rentabelligini oldindan baholash kabi afzalliklarni yaratadi. Quyida bir nechta konlarda ruda sifati muammolari bo'yicha o'tkazilgan tadqiqot ishlari keltirilgan.

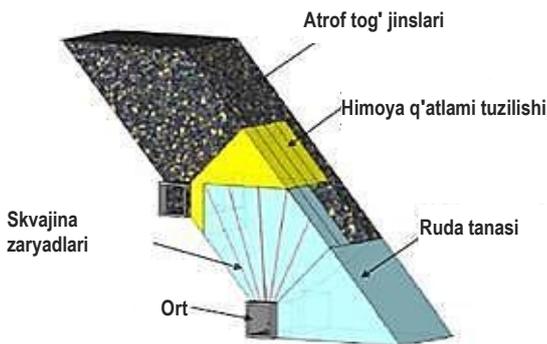
Jdanovskiy (Rossiya) ruda konida qavatchalarni qulatib qazib olish tizimi qo'llaniladi [3]. Qavat balandligi 60 m bo'lib, 3 ta 20 m balandlikdagi qavatchalardan iborat. Qazib olish ishlari burg'lash shtreklari orqali amalga oshiriladi va ular orasidagi masofa 12,5 m ni tashkil etadi. Kuzatuv natijalariga ko'ra romboidal panellarni qavatchalar



1-rasm. Qavatchalar orqali qulatib qazib olish tizimida burg'ilash-eltish lahimlarining yotiq yon tomon atrof tog' jinslarida joylashuvi: 1 – spiral syezd; 2 – ruda tushirgich; 3 – burg'ilash-eltish shtreki; 4 – qavatcha kirmasi



2-rasm. Burg'ilash va portlatish ishlari tartibi



3-rasm. Himoya qatlami ostidan rudani chiqarishda blok tuzilishi

orqali qulatib ro'paradan chiqarib qazib olish tizimining asosiy kamchiliklari tayyorlov-qirquv ishlariga ketadigan harajatlar yuqoriligi hamda rudani chiqarib olishda nobudgarchilik va sifatsizlanish yuzaga kelishi hisoblanadi. Jdanovskiy koni murakkab kon-geologik va kon-texnik sharoitlarini hisobga olgan holda nobudgarchilik va sifatsizlanish ko'rsatkichlarini kamaytirish maqsadida qavatchalar orqali qulatib qazib olish tizimida burg'ilash-eltish lahimlarini ruda va atrof tog' jinslari

kontaktida joylashtirish varianti taklif qilingan (1-rasm). Taklif qilingan variantda rudani chiqarib olish lahimlarini yaqinlashtirish va foydali komponent miqdori yuqori bo'lgan hududlarda rudani ilgari labitib chiqarib olish orqali ruda tanasi konturidagi konditsion ruda bilan sifatsizlanishida nobudgarchilik qazib olish imkoniyati mavjud bo'lib, foydali qazilmani qazib olishning yuqori miqdoriy va sifat ko'rsatkichlarini ta'minlaydi. Rudani chiqarib olishda ruda sifati va miqdori ko'rsatkichlariga ortlar orasidagi masofa ta'sirini aniqlash maqsadida bir necha tajriba ishlari amalga oshirilgan. Tahlil natijalariga ko'ra burg'ilash-eltish lahimlari orasidagi masofa 9-12 m oraliqida o'zgartirilganda ruda nobudgarchiligi 15,6% dan 4,7% gacha kamaydi, ruda sifatsizlanishi esa 20,7% dan 28,8% gacha o'zgaradi.

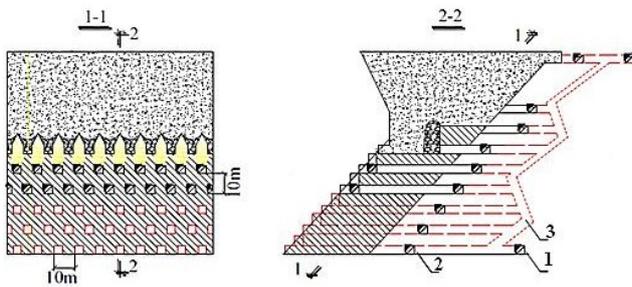
Kon bosimi yuqori bo'lgan murakkab kon-geologik va kon-texnik sharoitlarga ega konlarda qavatchalarni qulatib qazib olish tizimi qo'llanilganda portlashning seysmik ta'sirini kamaytirish maqsadida turli chora tadbirlar amalga oshiriladi. Portlashning massivga ta'sirini kamaytirish uchun skvajina zaryadlari diametrlarini kichraytirish yoki shpur zaryadlarni qo'llash umumiy hisobda burg'ilash va portlatish ishlari uchun harajatlar oshishiga olib kelib, muammoga to'laqonli yechim bo'la olmaydi. Malmberget(Shvetsiya) ruda konida massiv tebranishini kamaytirish maqsadida vyerdagi skvajina zaryadlarini ikkiga bo'lingan holda turli vaqt oraliqida portlatish varianti taklif etilgan[4]. Skvajinalarni zaryadlash quyidagi tartibda amalga oshiriladi (2-rasm): 1) birinchi portlashda R1 va R2 veyerlar yuqori qismi zaryadlanadi va birga portlatiladi, R3 veyer yuqori qismi qisman zaryadlanadi; 2) ikkinchi portlashda R3 veyer yuqorisi qolgan qismi va R1 veyer quyi qismi zaryadlanadi va birga portlatiladi hamda R2 veyer quyi qismi va R4 veyer yuqori qismi zaryadlanadi. 3) uchinchi portlashda R2 veyer pastki qolgan qismi va R4 veyer yuqorisi qolgan qismi zaryadlanadi va birga portlatiladi hamda R3 veyer quyi qismi va R5 veyer yuqori qismi qisman zaryadlanadi.

Vyerda joylashgan skvajina zaryadlari ikki qismga bo'lib portlatilganda yuqoridagi atrof tog' jinslari odatiy usulda portlatilgandan ko'ra keyinroq qulab tushib, ruda bilan kamroq aralashishiga erishiladi. Qo'llanilgan usul natijasida nobudgarchilik va sifatsizlanish ko'rsatkichlari kamayib, qazib olish ko'rsatkichi 66,7% dan 95% ga rudadagi metall miqdori esa 41,5% dan 57,5% ga ortdi. Qavatchalarni qulatib qazib olish tizimida rudani chiqarib olish tartibi to'g'ri yo'lga qo'yilmasligi yuqori nobudgarchilik va sifatsizlanishga olib keladi. Xitoyda ushbu qazib olish tizimini qo'llaniladigan konlarda nobudgarchilik 30-40% ni sifatsizlanish esa 15-35% ni tashkil etadi. Chambish (Xitoy) ruda konida qazib olish ko'rsatkichlari samaradorligini oshirish maqsadida ruda tanasi bir qismini portlatmasdan himoya qatlami sifatida qoldirgan holda rudani chiqarib olish usuli taklif etilgan [5]. Bunda qavatchaning shift qismi o'yib olinmasligi yuqoridagi qavatchadan atrof tog' jinslarini qulab tushishini oldini olib, sof ruda chiqishini va sifatsizlanish minimal bo'lishini ta'minlaydi (3-rasm).

Qavatchani o'yib olish ishlari jadallashishi bilan qavatchaning shift qismida qoldiriladigan ruda qatlami kattalashib boradi. Uchinchi vyer portlatilishidan oldin qazib olingan bo'shliq kengayishi natijasida shiftda qoldirilgan ruda qatlaminin bir qismi portlashning seymik ta'sirida buziladi. Himoya qatlami qulagandan so'ng yuqori qavatchadagi atrof tog' jinslari pastga tomon harakatlanib, ochiq bo'shliqni to'ldirishga intiladi va yuqoridagi atrof tog' jinslari harakat oqimi o'zgaradi. Shunday bo'lsada, ikkinchi vyer yuqorisidagi ruda qatlami mavjudligi atrof tog' jinslarining rudaga aralashishi tezligi kamayishiga sabab bo'ladi. Qazish ishlari yakunida ruda aralashgan tog' jinslari bilan birga ruxsat etilgan sifatsizlanish darajasida chiqariladi.

Qavatcha shiftida himoya qatlami qoldirib qazib olish natijasida qazib olish ko'rsatkichi dastlab qo'llanilgan usulga nisbatan 19,26% ga oshdi hamda atrof tog' jinslari aralashib ketishi 25,52% ga qisqardi.

Qavatchalar orqali qulatib qazib olish tizimida ruda nobudgarchiligi va sifatsizlanishi ko'rsatkichlariga ta'sir etuvchi asosiy omillardan biri qazib olish tizimining konstruktiv parametrlari hisoblanadi. Ushbu asosiy



4-rasm. Optimal qavatchalarni qulatib qazib olish tizimi sxemasi: 1, 2 – transport shtreklari; 3 – syezdi

konstruktiv parametrlar quyidagilar: qavatchalarning balandligi, ortlar orasidagi masofa va o'yib olinadigan qatlam qalinligi [6]. Yingfangzi (Xitoy) ruda konida qazib olish tizimining optimal konstruktiv parametrlarini aniqlash maqsadida qator tadqiqotlar o'tkazilgan [7]. Qavatcha ortlari orasidagi masofani o'zgartirish nobudgarchilik va sifatsizlanishga, tayyorlov-qirquv kon lahimlari soniga sezilarli ta'sir ko'rsatadi. Umumiy holda ortlar orasidagi masofa rudani to'liq qazib olishga bo'lgan talabga asosan aniqlanadi. Agarda qulatilgan rudada gilsimon jinslar ko'p bo'lib, oquvchanligi kam bo'lsa ortlar orasidagi masofa kichrayadi. Ortlar orasidagi masofa katta bo'lganda esa rudani chiqarib olish jarayonida hosil bo'ladigan ellipsoidlar o'zaro tutashmaydi va ruda sifatsizlanishi ortib ketishiga sabab bo'ladi. Ellipsoid o'lchamlariga ta'sir etuvchi asosiy omillar rudaning bo'lakdorligi, zichlashish, yopishqoqlik va namlik hisoblanadi. Yingfangzi konida ruda namligi va qovushqoqligi yuqori bo'lib, ruda bo'laklari oson yopishib qoladi. Natijada ellipsoid ingichka va uzun shaklga ega bo'ladi.

Tadqiqot natijalariga ko'ra qavatchalarda rudani chiqarib olishda hosil bo'ladigan ellipsoidlar o'zaro tutashganda ortlar orasidagi masofa optimal hisoblanadi. Yingfangzi koni uchun qavatchalar orasidagi masofa 10 m, ortlar orasidagi masofa ham 10 m bo'lganda qazib olish ko'rsatkichlari yuqori bo'lishi aniqlandi (4-rasm). Qazib olish tizimining konstruktiv parametrlari optimallashtirilganda ruda sifatsizlanishi 30% dan 20% gacha kamaydi, ruda nobudgarchiligi esa 15% ni tashkil qildi.

Tadqiqot natijalari. Yuqoridagi keltirib o'tilgan tadqiqot natijalari nobudgarchilik va sifatsizlanish nafaqat qazib olish tizimi parametrlariga, balki burg'ilash-portlatish ishlariga ham bevosita bog'liq ekanligini

ko'rsatadi. Har ikki holda ham ruda sifati ko'rsatkichlari yaxshilanib nobudgarchilik 5% gacha, sifatsizlanish esa 20% gacha kamayishi kuzatilgan.

Foydali qazilmalarni qazib olishda uning sifat ko'rsatkichlarini me'yorlashtirish faqatgina nobudgarchilik va sifatsizlanish ko'rsatkichlarini kamaytirishni emas, balki 1 t qazib olingan balans xaziradan olinadigan foydani ham hisobga olgan holda amalga oshirilishi kerak [8, 9]. Bunda kon korxonasi tomonidan geologiya-qidiruv ishlari, konni ochish, qazib olishga tayyorlash, qazib olish, boyitish va metallurgiya jarayonlari, tayyor mahsulotni iste'molchilarga yetkazish uchun umumiy sarflanadigan mablag'lar ham hisobga olinishi lozim.

Nobudgarchilikning ortishi yer qa'ridan foydalanish natijasida olinadigan foydaning kamayishiga sabab bo'ladi sifatsizlanish yuqoriligi esa korxonada tomonidan ortiqcha mablag'lar sarflanishiga olib keladi. Ruda va atrof tog' jinslarini qulatib qazib olish tizimida nobudgarchilik va sifatsizlanishning optimal nisbati rudani blokdan chiqarishda ularning o'zaro o'zgarish qonuniyatlarini o'rganish orqali aniqlanadi [10, 11].

Rudani chiqarib olish jarayonida qazib olish ko'rsatkichlariga asosan qazib olish tizimining konstruktiv parametrlari (qavatchalarning balandligi, ortlar orasidagi masofa, lahimlarning joylashish sxemasi, o'yib olinadigan qatlam qalinligi), ruda va atrof tog' jinslarining fizik-mexanik xususiyatlari, foydali komponent miqdori va rudani chiqarish davomiyiligi ta'sir etadi. Bundan tashqari burg'ilash-portlatish ishlarini to'g'ri tashkil etish orqali ham ruda sifati ko'rsatkichlarini boshqarish mumkin [12].

Portlatish ishlari samaradorligini skvajina zaryadlari uzunligi, diametri va ular orasidagi masofani hamda bir vaqtda portlatiladigan qatlamlar orasidagi masofani o'zgartirish, tiqinlardan foydalanish va ularning optimal uzunligini tanlash, portlash ketma-ketligi, qisqa susaytirish vaqti va jangovor patronlar joylashuvini o'zgartirish, ruda va atrof tog' jinslari xususiyatlariga mos holda yuqori brizantli portlovchi modda turidan foydalanish orqali oshirish mumkin.

Foydali qazilma sifatini boshqarishda konchilik sanoatida ilg'or xorijiy mamlakatlar tajribasini o'rganish respublikamizda qo'llaniladigan qazib olish tizimlari va parametrlari bilan taqqoslash, kon-geologik sharoitlariga moslashtirish kelgusida yuzaga kelishi mumkin bo'lgan salbiy oqibatlarni oldini olish, yer qa'ridan to'liqlikicha foydalanish, nobudgarchilik va sifatsizlanish natijasida yetkaziladigan iqtisodiy zarar hamda ekologiya va atrof muhitga ta'sirini kamaytirish, zamonaviy texnika va texnologiyalarni o'zlashtirish kabi keng imkoniyatlarni taqdim etadi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Maxmudov D.R., Nurboboyev Y.T., Mahmudoliev A.K., Shomurodov Sh.M. Ruda konlarini yer osti usulida qazib olishda nobudgarchilik va sifatsizlanishga ta'sir etuvchi omillar tahlili. *Innovatsion texnologiyalar*. 2022. – № 2(46). 24-28 betlar.
2. Malinovskiy Y.G. "Zapolyarniy" rudnigi misolida nishab yotqiziqzar xaziralarini ruda va atrof tog' jinslarini qulatib qazib olish tizimida qazib olish to'liqligi va sifatini oshirish. *Dissertatsiya. Rangli metallar va oltin Davlat universiteti*, 2004. – 156 bet.
3. Savich I.N. Qiya ruda tanalarini yer osti usulida qazib olishda qavatchalar orqali rudani ro'paradan chiqarib olish. *Gornyy informatsionno-analiticheskiy vestnik (Nauchno-tekhnicheskii zhurnal)*. – № 8, 2012. 57-60 betlar.
4. Zhang, Zong-Xian, Matthias Wimmer. Qavatchalarni qulatib qazib olishda portlashni ikki qismga bo'lish tadqiqotlari. *Mezhdunarodnyy zhurnal gornoy mekhaniki i gornyx nauk*. 104 (2018). 84-93 betlar.
5. Tao Ganqiang. Qavatchalarni qulatib qazib olishda ruda nobudgarchiligi va sifatsizlanishini boshqarishning yangi texnikasi. *Mezhdunarodnyy zhurnal gornoy mekhaniki i gornyx nauk*. 113 (2019). 163-171 betlar.
6. Maxmudov D.R., Nurboboev Y.T., Mahmudoliev A.K. Murakkab strukturali oltin ruda konlarida nobudgarchilik va sifatsizlanishni boshqarish. *Evroosiyo konchilik Kongressi-2021*. 154-158 betlar.
7. Yu. Kunpeng. Qavatchalar orqali qazib olish tizimida tasodifiy o'rtalashtirish nazariyasiga asoslangan optimal qavatcha balandligi va ortlar orasidagi masofa. *Gornoye delo, metallurgiya i razvedka*. 37.2 (2020). 681-690 betlar.
8. Maxmudov D.R., Nurboboyev Y.T. Foydali qazilma konlarini yer osti usulida qazib olishda ruda sifatini boshqarish muammolari va yechimlari. *Yer qaridan oqilona va bexatar foydalanishning raqamli transformatsiyalashdagi xxi asr tavakkallari, qiyinchiliklar va muammolar. xalqaro ilmiy-texnik anjuman*. – Toshkent, 2022. 230-233 betlar.
9. Ruda konlarini yer osti usulida qazib olishda ishlab chiqarish jarayonlari: qo'llanma. – Moskva. *Gornaya kniga*, 2011. – 517 bet.
10. Ishchenko, V.L. Noturg'un ruda massivlarini qazib olishda qavatchalarni qulatib qazib olish tizimining konstruktiv parametrlarini asoslash. *Dissertatsiya. Moskva davlat konchilik instituti*, 2013. – 102 bet.
11. Jia Q, Tao G, Liu Y, Wang S. Qavatchalarni qulatib qazib olishda rudani chiqarishning uch o'lchamli xususiyatlarini laboratoriyada tadqiq qilish. *Mezhdunarodnyy zhurnal gornoy mekhaniki i gornyx nauk*. 144 (2021). – 104, 815 bet.
12. Zhang Z. Kinetik energiya va uning konchilikda qo'llanilishi. *Mezhdunarodnyy zhurnal gornoy mekhaniki i gornyx nauk*, 2017. – № 27(2). 237-244 betlar.

РАЗРАБОТКА СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧНОСТЬЮ И ОЦЕНКА КАЧЕСТВА ФУНКЦИОНИРОВАНИЯ РАБОЧИХ МЕСТ ГОРНОГО ПРОИЗВОДСТВА



Мислибаев И.Т.,
декан
«Горного» факультета НГГТУ,
д.т.н., профессор



Махмудов А.М.,
заведующий кафедрой
«Горная электромеханика» НГГТУ,
к.т.н., доцент



Махмудов Ш.А.,
доцент кафедры
«Горная электромеханика» НГГТУ,
PhD



Муминов Р.О.,
и.о. профессор кафедры
«Технология машиностроения»
НГГТУ, д.т.н.

Maqolada konchilik korxonalaridagi ish joylarining ishlash sifatini baholash va texnologikligini doshqarish tizimi masalalari ko'rib chiqilgan. Ishlab chiqilgan uslublariga asosan ish joylarining texnologikligini baholash ko'rsatkichlari va ularni aniqlash usullari natijalari, hamda yagona va majmuaviy ko'rstkichlarga asosan Muruntog' konidagi ish joylarining ishlash sifati va texnologikligi darajasi keltirilgan. Muruntog' konida ishlaydigan EKG-15 turidagi o'nta ekskavatorning yillik unumdorligi natijalari keltirilgan. «NKMK» AJning Muruntog' koni «EAM» tizimining sifat darajasini oshirish bo'yicha tadbir ishlab chiqilgan.

Tayanch iboralar: unumdorlik, konchilik va transport mashinalari, ekskavator, sifat, daraja, baholash, usul, tadbir, texnologiklik, texnik holat, ta'mirlash, omil, gistogramma.

В статье рассматриваются вопросы системы управления технологичностью и оценки качества функционирования рабочих мест горного производства. Согласно разработанным методикам приведены результаты показателей для оценки технологичности рабочих мест и методы их определения, а также уровень технологичности и качества функционирования рабочих мест рудника Мурунтау по единичным и комплексным показателям. Приведены результаты исследований по изменению годовой производительности десяти экскаваторов типа ЭКГ-15. Разработаны мероприятия по повышению уровня качества системы «ЭАК» рудника Мурунтау АО «НГМК».

Ключевые слова: производительность, горные и транспортные машины, экскаватор, качество, уровень, оценка, метод, мероприятия, технологичность, техническое состояние, ремонт, гистограмма.

Исследование и оценка технологичности рабочего места проводятся в целях изучения, оценки состояния, выявления резервов повышения эффективности горного производства, конкурентоспособности качества продукции благодаря рациональному использованию производственного потенциала на предприятиях. Для достижения поставленной цели основным источником информации послужили работы [1-7].

При исследовании системы управления технологичностью и оценки качества функционирования рабочих мест горного производства нами разработаны следующие методики [8]:

Методика оценки изменения наработки карьерных экскаваторов на основе функциональной модели и расчёта затрат.

Методика определения необходимого количества запасных частей за весь срок эксплуатации карьерных горных и транспортных оборудований.

Методика расчёта оптимального срока эксплуатации карьерных одноковшовых экскаваторов.

Система показателей и аналитические зависимости их, по которым проводится оценка каждого рабочего места, определяется в соответствии с классификационными признаками: наличием предметов, средств и исполнителей труда (табл. 1).

Единичные показатели технологичности и качества функционирования рабочих мест выбираются на основе рассмотрения стадии функционирования как совокупности составляющих ее процессов, каждый из которых характеризуется своими показателями: временем и трудоёмкостью выполнения процесса.

Разработанные методики определения технологичности и качества функционирования рабочих мест выполняются без участия эксперта и позволяют получить обобщенную оценку, как по комплексному, так и по единичным показателям, результаты исследований сведены в табл. 1.

В качестве примера, для оценки уровня технологичности и качества функционирования рабочих мест по определяющим единичным и комплексным показателям использованы данные карьера Мурунтау за 2016-2020 гг.

В результате хронометражных исследований и обобщения статистических данных на руднике Мурунтау были определены средние значения производительности десяти экскаваторов типа ЭКГ-15 в течение 5 лет [9] эксплуатации и определена гистограмма изменения их годовой производительности, которая приведена на рис. 1.

Изменение численных значений уровня технологичности и качества рабочих мест по определяющим единичным и комплексным показателям после внедрения разработанных мероприятий указанных выше методик приведены в табл. 2.

Конкретные мероприятия положительно воздействуют на уровень качества технического состояния и функционирования рабочих мест.

Данные позволяют сделать вывод, что мероприятия по совершенствованию режима функционирования рабочего места, направленные на повышение технического состояния экскаваторов, улучшение организации ремонтных работ и

Показатели для оценки технологичности рабочих мест и методы их определения

№	Наименование показателя	Формула для расчета	Источник информации
1.	Качество добытой продукции	$K_{inn} = \sqrt[n]{n \prod_{j=1}^n k_{ij} y_{ij}}$	данные предприятия
2.	Прогрессивность технологического процесса	$\Pi_n = Q_{\phi} / Q_{np}$	форма статистического отчета предприятия
3.	Техническая оснащённость рабочего места	$\Pi_T = (n \prod_{j=1}^n k_{ij} y_{ij})^{1/n}$	-
4.	Технологическая возможность оборудования (в соответствии с требованиями ППР)	$\Pi_{nnp} = T_{\text{факт}} / T_n$	данные ОГМ
5.	Прогрессивность технологического оборудования	$\Pi_o = Q_{\phi} / Q_{\text{евб}}$	данные ПТО
6.	Теоретический уровень качества технологического оборудования	$K_{ij} = \frac{m \sum_{j=1}^m \left[k_{ij} \left(\sum_{j=1}^m k_{ij} - k_{ij} \right) \right]^2}{\left[(m-1) \sum_{j=1}^m k_{ij} \right]}$	-
7.	Уровень технического состояния экскаватора	$K_c = \frac{m \left[\prod_{j=1}^m k_{ij} \left(\sum_{j=1}^m k_{ij} \right) \right]^{1/m}}{\left[(m-1) \sum_{j=1}^m k_{ij} \right]}$	-
8.	Уровень качества подготовленности забоя	$K_{II} = 1 - \left[\frac{D_{\phi} - d_{\min} - 2D}{d_{\max} - d_{\min} - 2D} \right]^2$	-
9.	Уровень профессиональной и интеллектуальной подготовленности исполнителя труда	$K_{iu} = 1 - \frac{P_{\max} - P_{\text{иф}} - 2D_i}{P_{\max} - P_{\min} - 2D_i}$	-
10.	Показатель использования рабочего времени (доля времени производственной работы) экскаватора	$\Pi_B = (T_k - T_{\phi}) / T_k$	-
11.	Организационный уровень: – условия и безопасность труда – экология	$Q_{ye} = \sqrt[k]{\prod_{\phi=1}^k k_{\phi} y_{\phi}}$	-
12.	Фондоотдача	$P^* = B / \Phi$	данные ПЗО
13.	Показатель энергоёмкости экскаватора	ε	-
14.	Показатель расхода на приобретение, содержание и эксплуатацию экскаватора	C'_p	-
15.	Показатель приведенных затрат	$C_{np} = C + E_n K$	-
16.	Производительность экскаватора на 1 м ³ емкости ковша	$\Pi_{ni} = Q_{\phi} / \varepsilon$	-
17.	Себестоимость 1 м ³ горной массы	C	-
18.	Конечный результат функционирования рабочего места, K_{ijm}	$A_{ijm} = \lambda_{ip} T_i$	-

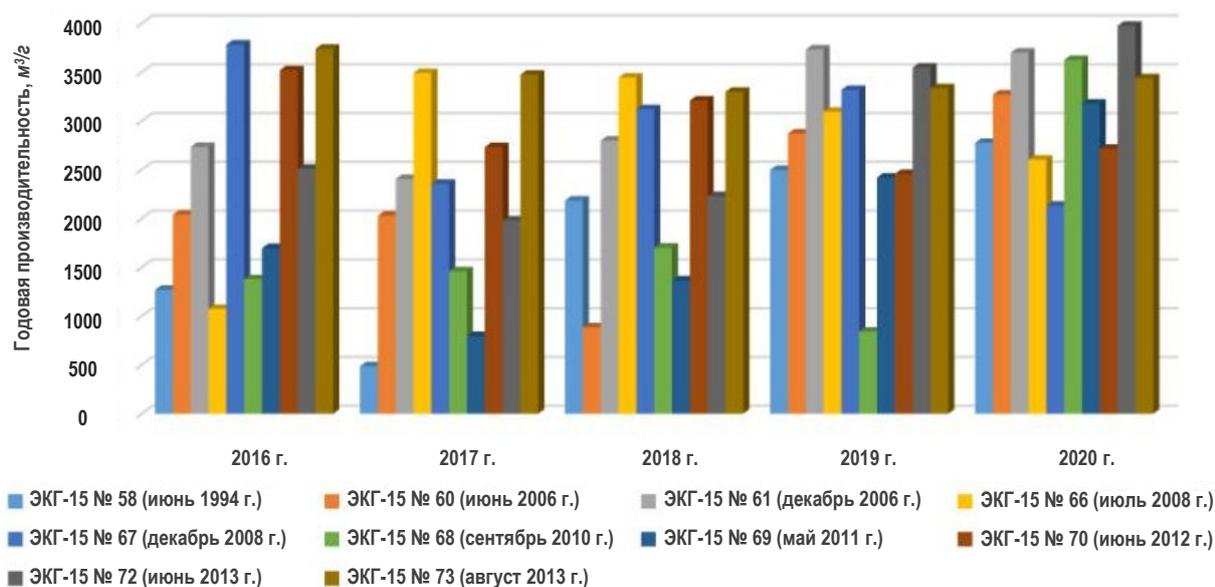


Рис. 1. Гистограмма изменения годовой производительности десяти экскаваторов типа ЭКГ-15 на руднике Мурунтау

Таблица 2

Уровень технологичности и качества функционирования рабочих мест рудника Мурунтау по единичным и комплексным показателям после внедрения мероприятий

№	По единичным показателям, К _{ij}	Рабочие места рудника Мурунтау. Бортовой номер экскаватора									
		58	60	61	66	67	68	69	70	72	73
	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
1.	K _{инр}	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
2.	П _н	0,85	0,88	0,89	0,96	0,87	0,86	0,95	0,92	0,91	0,93
3.	П _т	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
4.	П _{лпр}	0,88	0,86	0,9	0,87	0,94	0,88	0,90	0,85	0,89	0,87
5.	П _о	0,87	0,9	0,91	0,88	0,88	0,9	0,89	0,91	0,92	0,9
6.	K _{из}	0,79	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69	0,69
7.	K _с	0,86	0,86	0,92	0,93	0,89	0,87	0,91	0,96	0,94	0,86
8.	K _л	0,91	0,93	0,86	0,97	0,91	0,9	0,92	0,9	0,93	0,9
9.	K _и	1,0	0,83	0,83	1,0	0,83	1,0	0,83	1,0	0,83	1,0
10.	П _в	0,86	0,92	0,95	0,89	0,96	0,91	0,90	0,9	0,96	0,9
11.	O _{уз}	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
12.	P	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
13.	Э	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
14.	C _р	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
15.	C _{пр}	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
16.	П _{пр}	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
17.	C	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
18.	K _{ирм}	0,860	0,863	0,867	0,888	0,869	0,859	0,873	0,875	0,887	0,865

совершенствование метода оценки качества подготовленности забоев, дают положительный эффект. Этот эффект достигается за счёт внедрения вышеуказанных методов, и позволяет машинисту экскаватора, на основании показаний приборов, выбрать рациональный режим управления, соответствующий условиям эксплуатации.

Также нами выполнены работы по совершенствованию структуры ремонтного цикла, в основе которых заложен принцип ремонта по фактическому техническому состоянию экскаваторов, а также разработаны рекомендации по совершенствованию системы технического обслуживания и ремонтов экскаваторов типа ЭКГ.

В результате внедрения рекомендаций по совершенствованию структуры ремонтного цикла, в основе которых заложен принцип ремонта по фактическому техническому состоянию экскаваторов и определены графики текущих, средних и капитальных ремонтов экскаваторов типа ЭКГ-15 рудника Мурунтау на год (табл. 3).

Разработаны технические рекомендации по совершенствованию системы управления технологичностью и оценки качества функционирования рабочих мест горного производства. Обобщённые результаты внедрения разработанных методик по исследованию технологичности и оценки уровня качества системы «ЭАК» по единичным и комплексным показателям сведены в табл. 4.

Таблица 3

График текущих, средних и капитальных ремонтов экскаваторов типа ЭКГ-15 рудника Мурунтау на год

№	Марка, тип экскаватора	Бортовой номер	Дата ввода	I	II	III	IV	V	VI	VII	VIII	IX	X	XI	XII
1.	ЭКГ-15	58	06.1994	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀
2.	ЭКГ-15	60	06.2006	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁
3.	ЭКГ-15	61	12.2006	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	KP	KP	KP	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀
4.	ЭКГ-15	66	07.2008	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₂	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀
5.	ЭКГ-15	67	12.2008	T ₁	KP	KP	KP	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀
6.	ЭКГ-15	68	09.2010	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀
7.	ЭКГ-15	69	05.2011	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₂	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀
8.	ЭКГ-15	70	06.2012	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁
9.	ЭКГ-15	72	06.2013	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁
10.	ЭКГ-15	73	08.2013	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	T ₁	T ₀	T ₀	KP	KP	KP

Таблица 4

Мероприятия по повышению уровня качества системы «ЭАК» рудника Мурунтау АО «НГМК»

Наименование мероприятия	На повышение какого показателя направлены мероприятия	Место внедрения	Значения уровня качества системы «ЭАК» анализа по единичным показателям, K _{ij}		Значения уровня качества K _{ic} системы «ЭАК» по комплексному показателю	
			до внедрения	после внедрения	до внедрения	после внедрения
Внедрение динамической структуры ремонтного цикла карьерного экскаватора с применением средств вибродиагностики	техническое состояние экскаватора	инв. номер экскаватора № 67	K ₄ = 0,765	K ₄ = 0,869	K _{ic} = 0,84	K _{ic} = 0,87
Внедрение системы ремонта по уровню качества с элементами сервисного и гарантийного обслуживания карьерных экскаваторов с использованием устройств для оценки качества подготовленности забоя	техническое состояние экскаватора	инв. номер экскаватора № 72	K ₄ = 0,804	K ₄ = 0,877	K _{ic} = 0,72	K _{ic} = 0,89

После внедрения мероприятий уровень качества по единичному и комплексному показателям повысится до следующих значений для рабочих мест: по K₄ от K_{67Грм} = 0,765, до K_{67Грм} = 0,869, K_{нпр} = 0,87; от K_{72Грм} = 0,804 до K_{72Грм} = 0,887, а коэффициент использования оборудования по K_{ic} от K_{ic} = 0,64, до K_{ic} = 0,89 за счет подготовки и повышения квалификационного разряда исполнителя труда по рекомендуемой методике. При этом производительность

повысится на 15-19%. Внедренные мероприятия позволят повысить эффективность предприятия. Внеплановые простои в ремонтах сократятся на 70-80%.

Следовательно, ожидается уменьшение удельных затрат по рассматриваемым статьям на 17-21%, на один среднесписочный экскаватор типа ЭКГ в год за счёт совершенствования технологичности горнотранспортного оборудования.

Библиографический список:

1. Анистратов К.Ю., Конопелко С.А. Оптимальный срок службы карьерных одноковшовых экскаваторов. – М.: Горная промышленность, 2012. – № 3. – С. 8-12.
2. Великанов В.С., Олизаренко В.В. Определение производительности одноковшового гусеничного экскаватора с учетом профессиональных навыков машиниста // Добыча, обработка и применение природного камня: Сборник научных трудов. – Магнитогорск: ГОУ ВПО «МГТУ», 2009. – С. 85-91.
3. Инамов У.Р., Носиров У.Ф., Дуллаев Н.С., Эшмурадов З.С. Модель обеспечения качества эксплуатации и ремонта горного оборудования // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2002. – № 3(10). – С. 40-41.
4. Мислибаев И.Т., Махмудов А.М., Махмудов Ш.А. Исследование условий функционирования одноковшовых карьерных экскаваторов циклического действия на сложно-структурных глубоких карьерах // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2020. – № 1 (80). – С. 80-84.
5. Подэрни Р.Ю. Анализ современного состояния рынка карьерной техники в мире. – М.: Горная промышленность, 2013. – № 4 (110). – С. 48-54.
6. Сьтенков В.Н., Ганин А.Р., Донченко Т.В., Шибанов Д.А., Анализ областей применения канатных и гидравлических экскаваторов при открытой разработке месторождений // Рациональное освоение недр. – № 3. – Москва, 2014. – С. 30-34.
7. Шеметов П.А., Рубцов С.К. Опыт эксплуатации канатных и гидравлических экскаваторов в условиях карьера Мурунтау // Горная промышленность. – Москва, 2005. – № 5. – С. 46-50.
8. Мислибаев И.Т., Махмудов А.М., Махмудов Ш.А. Оценка технологичности рабочих мест горного и транспортного оборудования на сложноструктурных глубоких карьерах // Монография 2021. <http://kitob.ngmk.uz/downloads/tehnika/gornoe-delo/monografiya-ocenka-tekhnologichnosti-rabochix-mest-gito-mahmudov-sh-a.pdf>.
9. Мислибаев И.Т., Махмудов А.М., Махмудов Ш.А., Пардаева Ш.С. Исследование и оценка технического состояния горного и транспортного оборудования глубоких карьеров // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2022. – № 1 (88). – С. 95-99.

ПОВЕДЕНИЕ УРАНА В СИСТЕМЕ: РУДНАЯ ГЛИНА – БЕЗРУДНАЯ ГЛИНА – РУДНЫЙ ПЕСОК



Халимов И.У.,
заведующий кафедрой
«Техника и технологии добычи и
переработки руд редких и радиоактивных
металлов» НГГТУ, к.т.н., доцент



Петухов О.Ф.,
профессор кафедры
«Техника и технологии добычи и
переработки руд редких и радиоактивных
металлов» НГГТУ, д.т.н.



Каримов И.А.,
начальник
учебно-методического отдела,
PhD



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

Maqolada cho'kindi konlardan eyr osti eritmaga o'tkazish jarayonida uranning xatti-harakatlarining turli jihatlarini bo'yicha laboratoriya tadqiqotlari natijalari keltirilgan. Gilli materiallarining parallel jarayonlarning dinamikasi ko'rib chiqildi: uranni rudali qumli qatlamdan filtrlash, uranni rudali gillardan diffuziya eritmaga o'tkazish va ma'dansiz gillar tomonidan uranni diffuziyali yutilishi, shuningdek, uranning ta'siri turli jarayon omillari: sulfat kislotasi konsentratsiyasi, aloqa vaqti, qattiq fazalardagi uran miqdori va suyuq fazadagi uran konsentratsiyasi. Filtrlash bilan yuvish sharoitida uranni gillardan kontaktga yaqin qatlamdan ajratib olish mumkinligi ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: gil, qum, uran, yer ostida ishqorlash, filtrlash, eritma.

В работе изложены результаты лабораторных исследований по поведению урана в процессе подземного выщелачивания из осадочных месторождений. На ряде типов глинистых материалов рассмотрена динамика параллельно протекающих процессов: фильтрационного выщелачивания урана из рудного песчаного слоя, диффузионного выщелачивания урана из рудных глин, и диффузионного поглощения урана безрудными глинами, а также влияние концентрации серной кислоты и времени контакта на содержание урана в твердых фазах и концентрацию урана в жидкой фазе. Установлено, что увеличение исходной концентрации серной кислоты в растворе выщелачивания привело к незначительному повышению потерь урана за счёт диффузионного поглощения его безрудной глиной.

Ключевые слова: глина, песок, уран, подземное выщелачивание, фильтрация, раствор.

Проведёнными исследованиями [1, 2], а также многолетней практикой использования метода ПВ для извлечения урана, установлено, что в результате поглощения растворённого (выщелоченного) урана глинистыми породами, в том числе и водоупорами, происходит его безвозвратная потеря в недрах. Под поглощением урана в данном случае понимается его диффузия в слой глин и катионнообменная сорбция [3].

В работе [1] нами были представлены и проанализированы результаты лабораторных исследований по поглощению растворённого урана безрудной глиной (т.е. свежей глиной, не участвовавшей в соприкосновении с рудным горизонтом и растворами урана).

В настоящей статье, являющейся логическим продолжением наших исследований [1], представлены результаты по поведению урана при выщелачивании его из рудной песчаной породы, заключённой между водоупорами из безрудной и рудной глин (под рудной глиной понимается образец глины, отобранный с производственного участка ПВ, и содержащий определённое количество урана).

Изучение сложной системы, состоящей из рудной глины (нижний водоупор), безрудной глины (верхний водоупор) и рудного песчаного слоя, преследовало цель оценить динамику параллельно протекающих процессов: фильтрационного выщелачивания урана из рудного песчаного слоя, диффузионного выщелачивания урана из рудных глин, и диффузионного поглощения урана безрудными глинами.

Исследования проводились на двух моделях из органического стекла с размерами 187 x 15 x 10 см (рис. 1).

В нижнюю часть модели помещалась рудная глина, имитирующая нижний водоупор. В средней части находился песчаный руд-

ный слой пробы. В верхней части располагалась нерудная глина, представленная в основном бентонитом, и имитирующая верхний водоупор. Исследования проводились на двух моделях, характеристики которых показаны в табл. 1.

Исследования начинали с извлечения водорастворимого урана. Для этого модель смачивали водой из расчёта Ж:Т = 0,25:1. Затем через рудный песчаный слой пропускали воду с постоянным расходом $Q = 5250 \text{ см}^3/\text{сут}$, что соответствовало линейной скорости фильтрации $100 \text{ см}/\text{сут}$.

Водное выщелачивание проводили до Ж:Т = 2:1, что соответствовало времени водного выщелачивания примерно 10 сут. Результаты водного выщелачивания представлены на рис. 2.

Как видно из рис. 2, концентрация урана в продуктивном растворе выщелачивания за первые 5 сут не превышала 0,5 мг/л, что говорит о том, что водного выщелачивания урана из рудного песча-

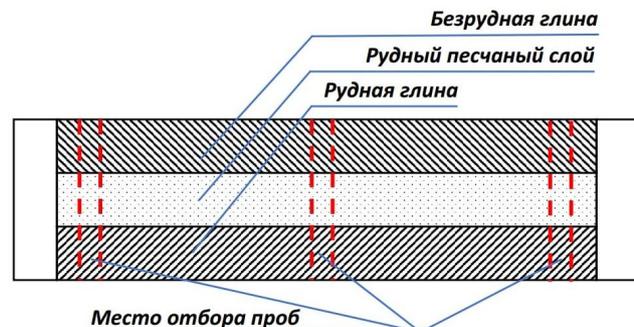


Рис. 1. Схема модели для изучения поведения глин

Основные параметры модели

№ п/п	Наименование	Единица измерений	Модель 1	Модель 2
1.	Мощность рудной глины на площадь	см · см ²	1,6 · 2805	3,2 · 2805
2.	Объём рудной глины	см ³	4488	8976
3.	Масса рудной глины, $\rho = 2,68 \text{ г/см}^3$ (Трг)	кг	12,02	24,04
4.	Содержание урана в рудной глине	%	0,169	0,168
5.	Масса урана в рудной глине	г	20,31	40,64
6.	Мощность рудного песчаного слоя на площадь	см · см ²	3,5 · 2805	3,5 · 2805
7.	Объём рудного песчаного слоя	см ³	9818	9818
8.	Масса рудного песчаного слоя, $\rho = 2,60 \text{ г/см}^3$ (Тпс)	кг	25,5	25,5
9.	Содержание урана в рудном песчаном слое	%	0,065	0,065
10.	Масса урана в рудном песчаном слое	г	16,58	16,58
11.	Мощность безрудной глины на площадь	см · см ²	4,9 · 2805	3,3 · 2805
12.	Объём безрудной глины	см ³	13745	9256
13.	Масса безрудной глины, $\rho = 2,68 \text{ г/см}^3$	кг	36,8	24,8
14.	Содержание урана в безрудной глине	%	0,0	0,0
15.	Масса урана в безрудной глине	г	0,0	0,0
16.	Общее количество урана в модели	г	82,81	103,14
17.	Общая масса твёрдого в модели	кг	74,32	74,34

Таблица 2

 Динамика изменения содержания урана в твёрдых фазах модели (выщелачивание раствором 10 г/л H₂SO₄)

Время, сут	Содержание урана, %		
	руды песчаного слоя	рудная глина	безрудная глина
0	0,065	0,169	0,0
85	0,026	0,152 (10%)	0,0020
125	0,026	0,142 (16%)	0,0035
160	0,025	0,118 (30%)	0,0050

ного слоя не происходит. Повышение концентрации урана с 0,5 до 2-2,5 мг/л начинается после 8 суток выщелачивания, что говорит о диффузионном выщелачивании урана из рудной глины.

Кислотное выщелачивание урана осуществлялось раствором 10 г/л H₂SO₄ с расходом раствора 3000 см³/сут, что соответствовало

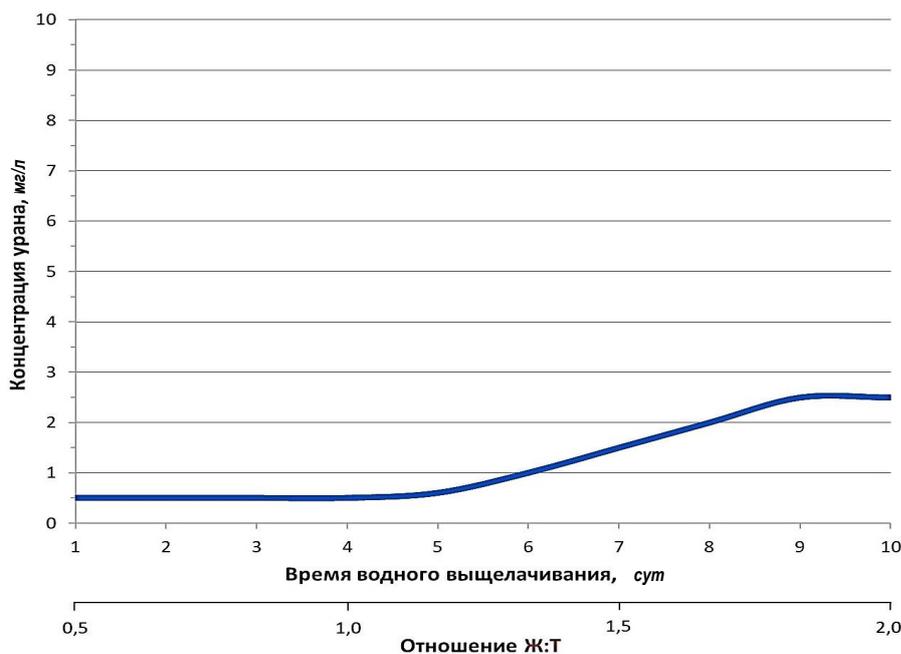


Рис. 2. Выходные кривые водного выщелачивания урана

линейной скорости фильтрации 20 см/сут. На рис. 3 показаны выходные кривые сернокислотного выщелачивания урана.

Выходные кривые выщелачивания урана свидетельствует, что на первом этапе преобладает процесс фильтрационного выщелачивания урана из песчаного слоя.

Максимальная концентрация урана в растворах достигает 670 мг/л. После 20-25 сут концентрация урана в растворах резко снижается, и при времени выщелачивания 80-85 сут достигает минимального значения 3-4 мг/л.

Это указывает на завершение процесса фильтрационного выщелачивания и продолжение процесса диффузионного извлечения урана из рудной глины.

Это подтверждается и результатами опробования и анализа рудного и глинистых слоев, отобранных из модели при различном времени выщелачивания. Результаты опробования продуктов представлены в табл. 2.

Как видно из табл. 2, параллельно с процессами фильтрационного выщелачивания урана из руды песчаного слоя происходит процесс поглощения растворённого урана безрудной глиной. Расчёты показывают, что для модели 1 потери растворённого урана на безрудной глине составили примерно 11% от выщелоченного урана из руды песчаного слоя и из рудной глины. Аналогичные результаты получены по модели 2.

Далее исследовали влияние повышения исходной концентрации серной кислоты на протекающие процессы. Для этого исходную концентрацию серной кислоты увеличили до 30 г/л, а скорость фильтрации раствора оставили без изменения 20 см/сут ($Q = 3000 \text{ см}^3/\text{сут}$).

Выходные кривые выщелачивания урана раствором 30 г/л H₂SO₄ представлены на рис. 4.

Как видно из рис. 4, повышение концентрации серной кислоты с 10 до 30 г/л привело к увеличению концен-

трации урана в растворе выщелачивания, и увеличению извлечения до с 59 до 63%. При этом роль диффузионного выщелачивания возрастает, о чём свидетельствует повышение концентрации урана с 5-6 до 12-13 мг/л в растворе после 100-105 сут выщелачивания, а также снижение его содержания в рудной глине (табл. 3).

По длине модели содержание урана в рудной глине уменьшилось с исходного содержания 0,169 до 0,110% на входе выщелачивающего раствора, до 0,112% в середине модели и до 0,113% на выходе раствора. Это объясняется тем, что в области низких концентраций урана в фильтрующем потоке (на участке входа раствора)

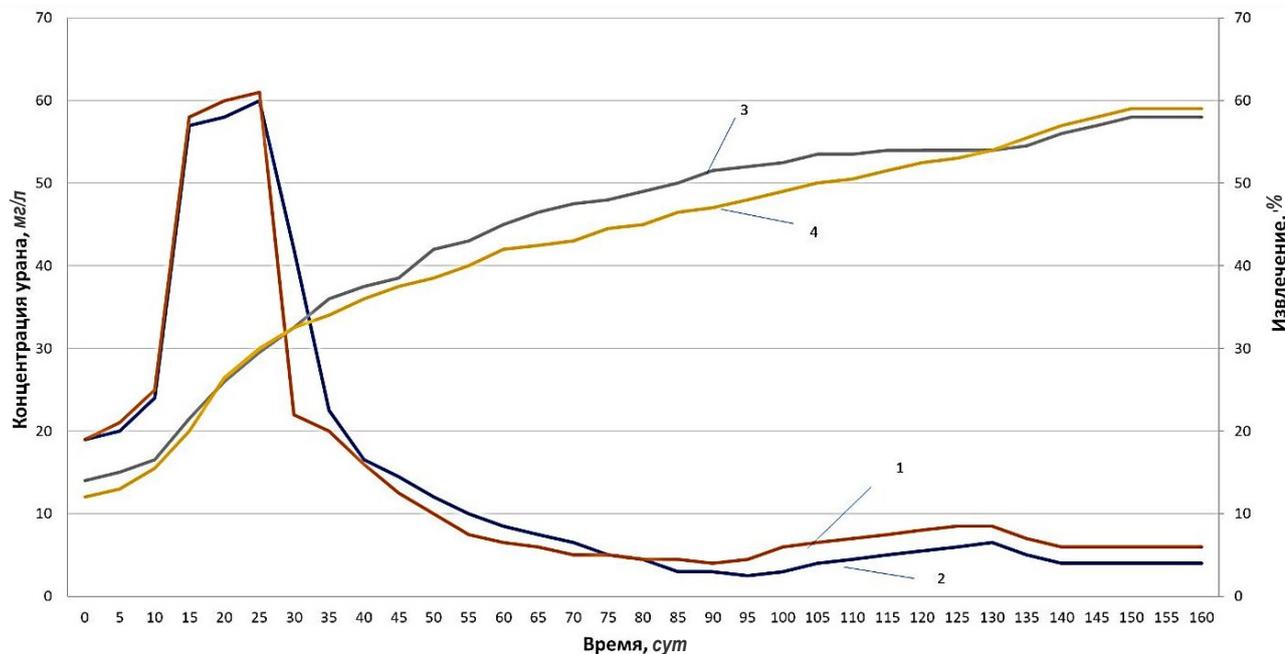


Рис. 3. Зависимость концентрации урана в выходных растворах и извлечения урана при выщелачивании раствором 10 г/л H_2SO_4 от продолжительности процесса: 1, 2 – концентрация урана в растворе в 1 и 2 моделях; 3, 4 – извлечение урана от общего его количества соответственно на 1 и 2 модели

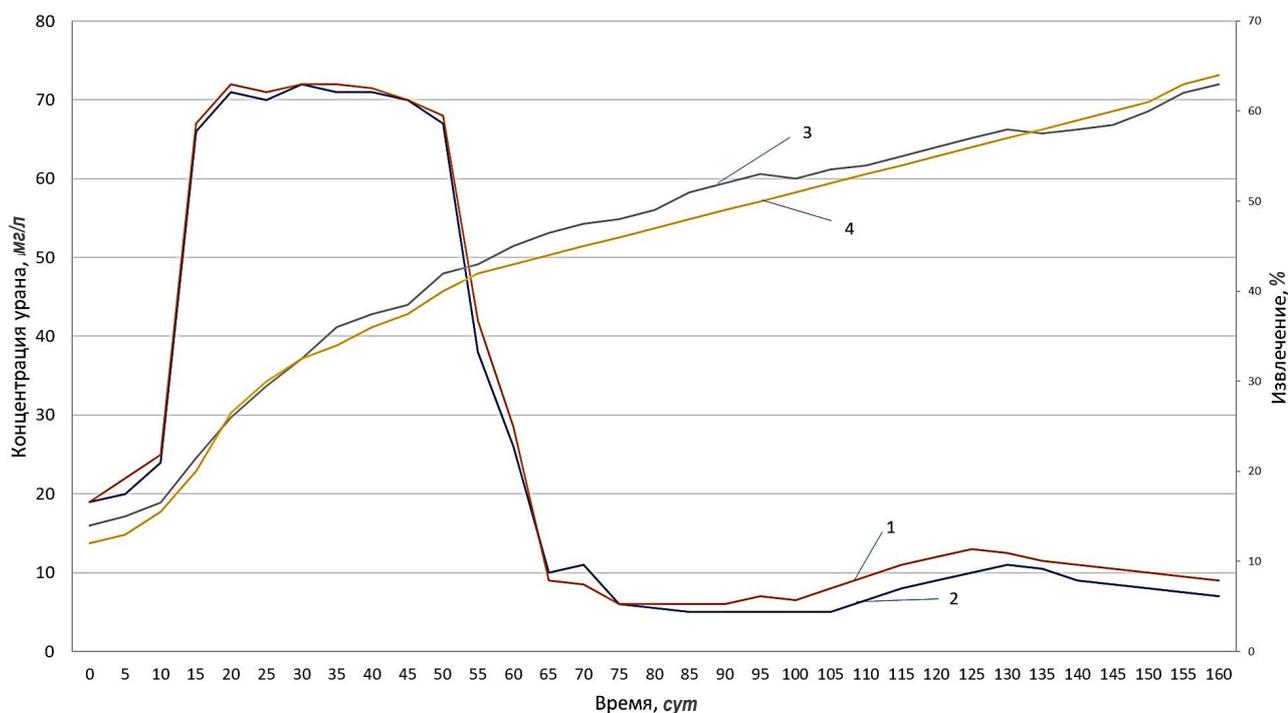


Рис. 4. Зависимость концентрации урана в выходных растворах и извлечения урана при выщелачивании раствором 30 г/л H_2SO_4 от продолжительности процесса: 1, 2 – концентрация урана в растворе в 1 и 2 моделях; 3, 4 – извлечение урана от общего его количества соответственно на 1 и 2 модели

Таблица 3

Динамика изменения среднего содержания урана в твёрдых фазах модели (выщелачивание раствором 30 г/л H₂SO₄)

Время, сут	Содержание урана, %		
	руды песчаного слоя	рудная глина	безрудная глина
0	0,065	0,169	0,0
85	0,026	0,148 (12%)	0,0030
125	0,026	0,139 (18%)	0,0034
160	0,025	0,112 (34%)	0,0058

происходит процесс диффузионного выщелачивания из рудной глины более интенсивно за счёт более высокого градиента концентраций урана.

Для слоя безрудной глины параллельно протекает процесс диффузионного поглощения растворённого урана.

Среднее содержание урана в безрудной глине увеличилось с 0 до 0,0058%. Распределение урана по длине модели также возрастает с 0,0040 до 0,0076%. Балансовые расчёты показывают, что для модели 1 потери растворённого урана на безрудной глине несколько увеличились и составили 12,3% от выщелоченного урана из руды песчаного слоя и из рудной глины.

Увеличение исходной концентрации серной кислоты в выщелачивающем растворе привело к повышению извлечения урана из руды песчаного слоя и из рудной глины, с одновременным увеличением потерь урана за счёт поглощения безрудной глиной.

Таким образом, на основании моделирования процесса ПВ урана на моделях, составленных из рудного песка, безрудной и рудной глины, установлено, что:

– параллельно протекают три процесса: фильтрационное выщелачивание из руды песчаного слоя, диффузионное выщелачивание из рудной глины и диффузионное поглощение безрудной глиной;

– увеличение исходной концентрации серной кислоты в растворе выщелачивания привело к незначительному повышению потерь урана за счёт диффузионного поглощения его безрудной глиной.

– параллельно протекают три процесса: фильтрационное выщелачивание из руды песчаного слоя, диффузионное выщелачивание из рудной глины и диффузионное поглощение безрудной глиной;

– увеличение исходной концентрации серной кислоты в растворе выщелачивания привело к незначительному повышению потерь урана за счёт диффузионного поглощения его безрудной глиной.

Библиографический список:

1. Халимов И.У., Каримов И.А., Шарафутдинов У.З., Мирзаев Ж.А. Исследование поведения глин в комбинированных моделях // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2022. – № 3. – С. 8-13.
2. Латышев В.Е., Петухов О.Ф., Груцинов В.А. Сорбция тяжелых металлов природными неорганическими минералами // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2002. – № 4. – С. 24-29.
3. Мамиллов В.А., Петров Р.П. и др. Добыча урана методом подземного выщелачивания. – Москва: Атомиздат, 1980. – С. 99-102.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA”, 2022, № 4 (91) pp. 15-18

URANIUM BEHAVIOUR IN THE SYSTEM: ORE CLAY – NON-ORE CLAY – ORE SAND

¹Khalimov I.U., Head of the Department "Technique and technology for the extraction and processing of ores of rare and radioactive metals", Ph.D., associate professor.

¹Petukhov O.F., Professor of the Department "Technique and technology for the extraction and processing of ores of rare and radioactive metals", Doctor of Technical Sciences. E-mail: o.petuhov@ngmk.uz.

¹Karimov I.A., Head of the Educational and Methodological Department, PhD.

²Sharafutdinov U.Z., Deputy Head of the Innovation Center for the Introduction of New Technologies, Doctor of Technical Sciences, Associate Professor. E-mail: U.Sharafutdinov@ngmk.uz

¹Navoi State University of Mining and Technologies. Navoi, Uzbekistan.

²JSC « Navoi Mining and Metallurgical Company». Navoi, Uzbekistan.

This paper presents the results of laboratory investigations on the behaviour of uranium during in-situ leaching from sedimentary deposits. The dynamics of parallel processes: filtration leaching of uranium from ore sand layer, diffusion leaching of uranium from ore clays, and diffusion absorption of uranium by non-ore clays as well as the influence of sulphuric acid concentration and contact time on solid phase uranium content and uranium concentration in liquid phase were examined on a number of clay material types. It was found that an increase in the initial concentration of sulfuric acid in the leaching solution led to a slight increase in uranium losses due to its diffusive absorption by the clay without ore.

Keywords: clay, sand, uranium, in-situ leaching, filtration, solution.

Bibliographic list:

1. Khalimov I.U., Karimov I.A., Sharafutdinov U.Z., Mirzaev Zh.A. Study of clay behavior in combined models // Gornyy vestnik Uzbekistana. – Navoi, 2022. – No. 3, pp. 8-13.
2. Latyshev V.E., Petukhov O.F., Grutsinov V.A. Sorption of heavy metals by natural inorganic minerals // Gornyy vestnik Uzbekistana. – Navoi, 2002. – No. 4, pp. 24-29.
3. Mamilov V.A., Petrov R.P. Uranium mining by underground leaching. – Moscow: Atomizdat, 1980, pp. 99-102.

ОПЫТ ВНЕДРЕНИЯ КАМЕРНО-СТОЛБОВЫХ СИСТЕМ РАЗРАБОТКИ ПРИ ОТРАБОТКЕ МАЛОМОЩНЫХ РУДНЫХ ТЕЛ КОЧБУЛАКСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ



Акбаров Т.Г.,
профессор кафедры
«Геотехнология угольных и пластовых
месторождений», ТашГТУ им. И. Каримова
к.т.н.



Уразов Ж.Д.,
главный инженер
шахты «Кочбулак» Ангрэнского РУ
АО «Алмалыкский ГМК»



Нишанов А.Ш.,
заместитель начальника
участка шахты «Кочбулак» Ангрэнского РУ
АО «Алмалыкский ГМК»

Maqolada Kochbuloq oltin koni qalin bo'lmagan ruda tanalarini qazib olishda kamera-ustunli qazib olish tizimini qo'llash tajribasi haqida ma'lumotlar berilgan, shuningdek konning qisqacha kon-geologik tavsifi, turli kon-geologik tavsifli ruda tanalarini qazib olishda qo'llaniladigan qazish tizimlari haqida ma'lumotlar keltirilgan. Kamera-ustunli qazib olish tiziminining qo'llanish sharoitlari, qazish tiziminining mohiyati, ruda tanasini qazib olish tartibi, qazib olish tiziminining asosiy o'lchamlari, uning afzallik va asosiy kamchiliklari bayon etilgan. Kochbuloq shaxtasida ruda tannaxini oshirmasdan ajratib olish ko'rsatkichlarini oshirish uchun o'tkazilgan izlanishlar natijalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: ruda koni, kamera-ustunli qazish tizimi, ruda tanasi, qalinlik, yotish burchagi, rudaning yo'qotilishi, atrof tog'jinslari, rudani qulatishtayyorlash, qazish ishlari, qazib olish tizimi o'lchamlari, shamollatish, rudaning sifatsizlanishi.

В данной статье даны сведения об опыте внедрения камерно-столбовой системы разработки при отработке мало-мощных рудных тел с неравномерным оруденением Кочбулакского золоторудного месторождения, а также приведены краткие горно-геологические условия месторождения, даны сведения о применяемых системах разработки для отработки рудных тел с разными горно-геологическими характеристиками. Изложены условия применения камерно-столбовой системы разработки, приведены сущность системы, порядок отработки рудных тел, основные параметры системы разработки, его достоинства и существенные недостатки. Приведены итоги исследований, проведенных в шахте Кочбулак для повышения показателей извлечения из недр без увеличения себестоимости руды.

Ключевые слова: рудное месторождение, камерно-столбовая система разработки, рудное тело, мощность, угол падения, потери руды, вмещающие породы, отбойка руды, подготовка, очистная выемка, параметры системы разработки, вентиляция, разубоживание руды.

Для определенных сочетаний условий ведения горных работ на рудниках Ангрэнского рудоуправления АО «АГМК» накопленный практический опыт может быть полезен, а его примеры эффективно воспроизведены.

Кочбулакское месторождение рудного золота характеризуется высоким его содержанием в балансовых запасах, что предопределяет стремление к более рациональному использованию богатства недр, снизить потери ценного ископаемого, повысить качество добываемого минерального сырья. Это определяет ориентацию рудников на применение камерно-столбовой системы разработки как одной из наиболее производительных и технологически простых.

Камерно-столбовую систему можно применять для отработки рудных тел мощностью до 18 м с углом падения до 35°. Камерно-столбовую систему, как правило, применяют для отработки бедных руд. Разрешается применять эту систему для отработки богатых руд при условии оставления между камерами ленточных целиков с учетом последующей их выемки [1].

Основное достоинство камерно-столбовой системы разработки, простота, делающая её универсальной и позволяющая обрабатывать рудные залежи в различных горно-геологических условиях. Все технологические варианты в основном сводятся к оставлению в выработанном пространстве рудных целиков или возведению искусственных массивов, являющихся опорами налегающей толщи [2-4].

Одним из существенных недостатков камерно-столбовой системы разработки является то, что проходчики должны вести работы непосредственно в очистном пространстве, где существует достаточно высокая вероятность их травмирования отслоившимися породами кровли. В принципе, можно добиться более точного определения прочностных характеристик вмещающих пород и руд, от которых зависит достоверность расчетов основных параметров системы разработки: площади сечения рудных целиков и величина пролета очистных камер, что повышает безопасность горных работ за счёт увеличения надежности [2].

Одними из главных негативных особенностей камерно-столбовой системы разработки являются высокие потери руды в оставляемых целиках, при этом, с ростом глубины ведения горных работ размеры целиков увеличиваются и потери руды соответственно возрастают, достигая 40-60%. Таким образом, широко применяемые на малых и средних глубинах варианты камерно-столбовой системы разработки с погружением горных работ на большие глубины становятся технически и экономически неэффективными [5].

Технологии отработки месторождений камерно-столбовой системой постоянно развиваются. На сегодняшний день разработаны и успешно применяются различные способы снижения потерь при добыче, основные из них сводятся к выемке междукамерных целиков из выработанного пространства. Однако большинство из

данных способов являются непригодными при обработке полезных ископаемых, поскольку являются весьма дорогостоящими. В этой связи наиболее актуальным становится вопрос снижения эксплуатационных потерь полезного ископаемого без увеличения затрат на добычу [6].

С целью разработки мероприятий, которые позволяют повысить показатели извлечения из недр без увеличения себестоимости в 2019-2022 гг. на шахте «Кочбулак» АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» проведён ряд исследований, в задачи которых входило установление мест и источников потерь и разубоживания руды при камерно-столбовой системе разработки.

Шахта «Кочбулак» ведёт отработку Кочбулакского месторождения подземным способом, участками: Центральный, Узун и Семгуран. Золото-серебряное рудное месторождение Кочбулак локализуется в кварцевых жилах и в окварцованных вмещающих породах, образующих сложно построенные жильные и минерализованные зоны в тектонически нарушенных и гидротермально измененных породах. Группа параллельных сближенных или кулисообразно расположенных кварцевых жил, прожилков и линз, согласно расположенных в единой тектонической структуре пологой межформационной или крутопадающей радиальной, радиально-концентрической, и протяженностью от 1,5 до 2,5 км.

За период разведки освоения месторождения было выделено 23 рудоносных зоны, приуроченные к 32 тектоническим структурам и группирующие свыше 200 кварцевых, жил и зон окварцевания; 115 из них охвачены различными стадиями разведки и степени отработки, в т.ч.: 58 – Центрального участка, 37 – Токберды, 15 – Западного участка и 5 – участка Шарак [7].

Рудное тело № 15 локализовано в пологозалегающей рудоносной зоне Узун.

Рудное тело представлено кварцевыми жилами и зоной прожилково-метасоматического окварцевания с сульфидной минерализацией.

Рудные минералы представлены пиритом, халькопиритом, галенитом и блеклыми рудами в виде вкрапленников, гнезд и прожилков и составляют, в целом, от 3 до 5%.

Рудная зона мощностью 3-8 м залегает на контакте двух литологических разностей вулканитов. В лежачем боку рудоносной зоны залегают туфы кислого состава, а висячий бок представлен лавобрекчиями андезито-дацитовых порфиритов. Рудное тело не имеет чётких геологических границ и устанавливается путём опробования всей зоны.

Мощность рудного тела колеблется от 0,4 до 3,40 м, при средней 1,43 м. Простираение рудного тела субширотное с углами падения 10-20° в северных румбах. Длина рудного тела по простиранию составляет от 35 м до 170 м. Высота рудного тела по падению 115 м.

Вмещающие породы и руды нарушены разнонаправленными тектоническими трещинами, что является причиной их неустойчивости и склонности к вывалам. Коэффициент крепости пород и руд составляет 10-14. Объёмный вес руды-2,63 т/м³. Обводнённость руд слабая, в виде редкого капеза по отдельным участкам.

На руднике в зависимости от угла падения рудных тел принимаются система подэтажных штреков, системы с магазинированием руды, сплошная с не регулярным оставлением целиков, а также камерно-столбовая. В связи с недостаточной устойчивостью вмещающих пород, особенно на рудных зонах 1 и 2 на руднике имеет место значительное разубоживание, которое достигает по отдельным блокам 40-50% [8].

Каждая из перечисленных систем разработки может быть применена при следующих горно-геологических условиях:

– при отработке крутопадающих рудных тел с устойчивыми вмещающими породами рекомендуется система блокового магазинирования;

– в случаях, когда устойчивость вмещающих пород препятствует применению системы блокового магазинирования, рекомендуется комбинированный вариант с магазинированием руды и распорной крепью;

– для отработки рудных тел мощностью более 3-х м с вмещающими породами малой устойчивости рекомендуется система подэтажных штреков (ортов);

– пологопадающие рудные тела обрабатываются камерно-столбовой системой разработки.

В настоящее время на шахте «Кочбулак» применяется буровзрывной способ отбойки. При проходке горно-подготовительных и нарезных выработок отбойка ведётся шпуровыми зарядами. При очистной выемке используется шпуровая отбойка.

Камерно-столбовые системы применяют для разработки горизонтальных и наклонных (не более 45°) рудных тел (рис. 1).

Мощность рудных тел от 1,2 до 2,5 м. Руда и вмещающие породы должны быть крепкими и устойчивыми, допускающими большие площади обнажения [9].

Подготовка заключается в проходке полевого откаточного штрека, заезда (при отгрузке горной массы погрузочными машинами типа ППН-1С) или скреперного орта (при отгрузке отбитой горной массы с помощью скреперных лебёдок через установленные погрузочные полки), двух восстающих выработок, проходимых параллельно друг другу с сбиванием между собой ходками, далее один из восстающих оборудуется как ходовое отделение, а другой будет служить для спуска горной массы на уровень откаточного горизонта.

Пройденный восстающий с помощью вентиляционного ходка сбивается с верхним полевым откаточным штреком, пройденным на уровне верхнего шахтного горизонта. Напротив пройденного ходка с восстающего осуществляется проходка подэтажного штрека до контура блока. После осуществляется проходка заходок для создания камер, напротив проходимой заходки нарезают ниши под скреперные лебедки. С установкой ЛС осуществляется цикличная проходка заходок. Камеры между собой сбиваются ходками с оставлением целиков между ними по восстанию, длиной 3-4 м. Между заходками также оставляются временные опорные целики шириной 3-5 м.

Места сопряжений подэтажного штрека с заходками, а также места тектонических нарушений, трещин и капеза выработки крепятся рамами НДО с затяжкой бортов и кровли досками.

Очистная выемка ведётся сплошным забоем по падению рудного тела по всей длине блока, с оставлением временных рудных охранных целиков между заходками и подэтажным штреком. Руда отбивается мелко шпуровым способом. Камеры обрабатываются сверху вниз.

Рудные целики, остающиеся при выемке блока для искусственного поддержания кровли, вынимаются последовательной отбойкой отдельных участков. Опорные целики с нерегулярным расположением их, как правило не извлекаются.

Управление очистным пространством, при необходимости, осуществляется с установкой распорной кустовой крепи.

Параметры системы в среднем по руднику: длина блока по простиранию 50-60 м; вертикальная высота 50 м; длина блока по падению 60-90 м; длина камер по восстанию 15 м; размеры нерегулярных целиков от 3 х 3 м до 6 х 6 м.

Вентиляция осуществляется свежей струёй воздуха, поступающей в камеры из полевого откаточного штрека нижнего горизонта через ходовой восстающий и подэтажный штрек, далее воздушная струя поступает на верхний подэтажный штрек и по вентиляционному восстающему и ходку направляется к вентиляционному каналу через полевого откаточный штрек верхнего шахтного горизонта.

Согласно правилам безопасности, диаметр целиков должен быть не менее 3 м. Оставлять целики меньшего размера нельзя, поскольку при отбойке руды взрывным способом их поверхность

разрушается, и целики меньшего диаметра могут оказаться недостаточно устойчивыми. В начале каждой смены необходимо производить обorkу кровли, забоя и поверхности целиков в камерах, где производятся очистные работы. Куски руды, непрочно держащиеся у стенки забоя или в кровле, обрушают при помощи лома.

Обычно кровлю и забой простукивают ломом и по звуку определяют, какой участок или кусок нужно обрушить, чтобы он в случае неожиданного падения не травмировал находящихся там рабочих.

Производительность труда рабочих колеблется в широких пределах и зависит от крепости руды, мощности залежи, варианта системы и применяемого оборудования.

Практически единственным источником потерь руды является оставление целиков, так как выемку камерных запасов производят с незначительными потерями, не превышающими в сложных условиях 2-3%.

В зависимости от горнотехнических условий разработки и главным образом от мощности залежи и крепости руды общие потери составляют 10-15%, достигая в особо неблагоприятных условиях 25-30%.

Разубоживание руды при отсутствии включений в руде пустых пород не превышает 3-7%.

Основные достоинства системы: простота производства работ; высокая производительность труда рабочих; широкий фронт работ; небольшой расход крепежных материалов; низкая себестоимость добычи руды.

Повышенная опасность ведения работ в камере под обнажённой кровлей и значительные потери руды в целиках являются основными недостатками этой системы.

В результате проведенных исследований можно сказать, что основные потери не отбитого полезного ископаемого формируются за счёт оставления в выработанном пространстве регулярных опорных поддерживающих целиков, в кровле камер. Основные потери отбитой руды формируются на почве камер.

Снижение потерь неотбитого полезного ископаемого имеет первостепенное значение. Проведены работы по сокращению потерь в междукamerных целиках, что позволило уменьшить потери руды в целиках. Потери в кровле слоя образуются за счёт оставления в кровле камер слоя руды мощностью не более 1 м при включений в руду пустых пород, при увеличении высоты камер, что обусловлено требованиями безопасности.

Камерно-столбовой системой разработки были отработаны: рудные тела 15 и 70 участка «Узун», добычными блоками 1715-1, 1715-4, 1715-5, 1715-7, 2570-1, 2570-2; рудные тела 120, 24, Четги, 58, 59, 255 и 262 участка «Центральный», добычными блоками 720-1, 720-2, 720-724, 810-р, 858-1, 858-2, 859, 8255, 862-1, 862-3, 862-5; рудное тело 15 участка «Семгуран», добычными блоками 9215, 9215-5.

Применяемый вариант камерно-столбовой системы позволил существенно сократить количественные и качественные потери руды, обеспечить селективную добычу руды при очистных работах в камере, а также с оставлением в целиках некондиционных руд, существенно повысить безопасность труда проходчиков, так как было уменьшено сечение выработок и был огражден свободный доступ в очистное пространство, и в целом повысить эффективность подземной добычи на шахте Кочбулак.

Вместе с тем в процессе отработки данных блоков выявились и определенные проблемы, основной из которых является обеспечение устойчивости оставляемых опорных целиков и поддержание очистного пространства после отбойки руды в камерах. Приходится крепить очистное пространство кустовой деревянной крепью, увеличивая расход лесоматериалов, а в отдельных случаях оставлять не отбитыми междукamerные целики, существенно увеличивая потери. Данные явления характерны для рудных тел с неравномерным оруденением.

В целом, опыт применения камерно-столбовой системы разработки на шахте Кочбулак показал её высокую экономическую эффектив-

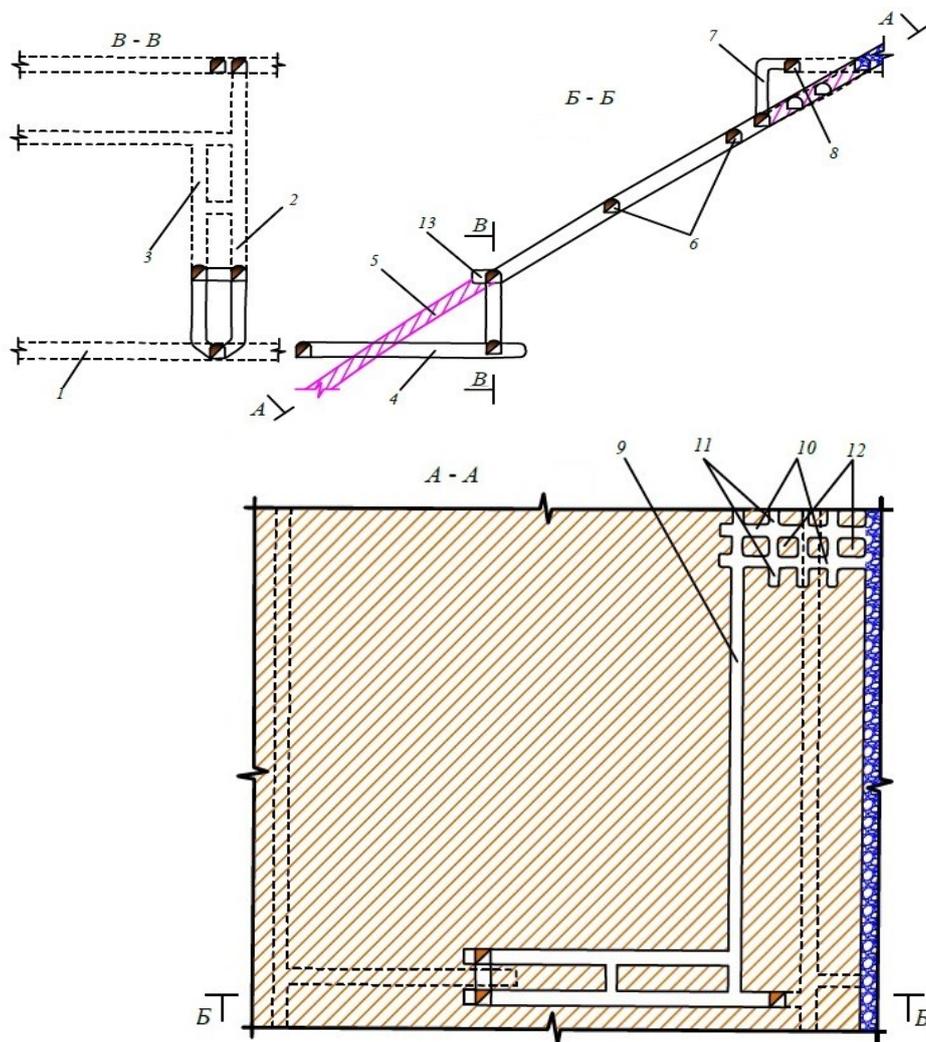


Рис. 1. Вариант камерно-столбовой системы разработки с мелкошпуровой отбойкой и скреперной доставкой руды: 1 – нижний откаточный штрек; 2 – ходовой восстающий; 3 – рудоспуск; 4 – отгрузочный заезд; 5 – рудное тело; 6 – ходки; 7 – вентиляционный восстающий; 8 – верхний откаточный и доставочный штрек; 9 – подэтажный штрек; 10 – заходки; 11 – ходки; 12 – столбы (целики); 13 – ниша под скреперную установку

ность, несмотря в отдельных случаях на большую величину потерь. В месте с тем, следует отметить, что применение камерно-столбовой системы для отработки маломощных рудных тел месторождения Кочбулак с неравномерным оруденением, показало возможность управления разубоживанием руды с изменением параметров проходимых нарезных выработок в блоке.

Библиографический список:

1. Правила технической эксплуатации рудников, приисков и шахт, разрабатывающих месторождения цветных, редких и драгоценных металлов. – Ташкент, 2019. – 119 с.
2. Версиков С.О., Разорнов Ю.И., Селезнев В.П., Игнатов В.Н. О повышении безопасности камерно-столбовых систем разработки при выемке наклонных рудных залежей // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – № 14. – Москва, 2007. – С. 164-167.
3. Смирнов А.А. Особенности применения камерно-столбовой системы разработки на шахте Магнетитовая // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – № 5. – Москва, 2007. – С. 291-293.
4. Чemezov Е.Г. Применение камерно-столбовой системы разработки на больших глубинах в условиях Жезказганского месторождения // Горный информационно-аналитический бюллетень (научно-технический журнал). – № 9. – Москва, 2004. – С. 71-72.
5. Фицак В.В. Эффективные границы применения вариантов камерно-столбовой системы разработки // Записки Горного института. – Т. 150, часть 2. – Санкт-Петербург, 2002. – С. 54-56.
6. Вохмин С.А., Курчин Г.С., Майоров Е.С. К вопросу определения нормативных величин потерь при добыче ангидрида камерно-столбовой системой разработки. Вестник МГТУ им. Г.И. Носова. – № 1. – Магнитогорск, 2010. – С. 10-13.
7. Акбаров Т.Г., Нишанов А.Ш., Уразов Ж.Д. Рациональная технология подземной разработки рудных тел месторождения Кочбулак с неравномерным оруденением // Universum: технические науки: научный журнал. – № 12(93), часть 3. – Москва: «МЦНО», 2021. – С. 5-8.
8. Акбаров Т.Г., Нишанов А.Ш., Уразов Ж.Д., Аширов Ю.Н. Особенности подземной разработки Кочбулакского золоторудного месторождения // International Journal of Innovative Science and Research Technology (IJISRT). –Vol. 6, Issue 12. – Индия, 2021. – С. 904-907.
9. Акбаров Т.Г., Нишанов А.Ш., Уразов Ж.Д. Рациональные технологии подземной разработки золоторудных месторождений Ангренского региона. Монография. – Ташкент, 2022. – 212 с.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2022, № 4 (91) pp. 19-22

EXPERIENCE OF IMPLEMENTING CHAMBER-AND-PILLAR SYSTEMS IN THE MINING OF SMALL ORE BODIES IN THE KOCHBULAK DEPOSIT

¹Akbarov T.G., Professor of the Department "Geotechnology of coal and reservoir deposits", Candidate of Technical Sciences.

²Urazov J.D., Chief Engineer. E-mail: urazov.jahongir@gmail.com.

³Nishanov A.Sh., Deputy head of the section. E-mail: nishanov.akmal.86@gmail.com.

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

²JSC «Almalyk Mining and Metallurgical Combine». Almalyk, Uzbekistan.

This article provides information on the experience of implementation of the chamber-and-pillar development system for mining of small ore bodies with irregular mineralisation in the Kochbulak gold deposit, and also gives brief information on mining and geological conditions of the deposit and information on the development systems used for mining of ore bodies with different mining and geological characteristics. The conditions of application of the chamber-and-pillar development system are described, the essence of the system, the order of mining of ore bodies, the main parameters of the development system, its advantages and significant disadvantages are presented. Results of investigations which were carried out at Kochbulak mine to increase extraction indexes from mines without increase in prime cost of ore are presented.

Keywords: ore deposit, chamber-pillar mining system, ore body, power, dip angle, ore losses, surrounding rocks, ore excavation, preparation, cleanout, mining system parameters, ventilation, depletion of ore.

Bibliographic list:

1. Rules of technical operation of mines, mines and mines developing deposits of non-ferrous, rare and precious metals. – Tashkent, 2019. – 119 p.
2. Versilov S.O., Razornov Yu.I., Seleznev V.P., Ignatov V.N. On improving the safety of chamber-pillar mining systems when excavating inclined ore deposits // Gornyy informatsionno-analiticheskiy vestnik (Nauchno-tekhnicheskiy zhurnal), 2007. No. 14, pp. 164-167.
3. Smirnov A.A. Features applications of the chamber-pillar development system at the Magnesitovaya mine // Gornyy informatsionno-analiticheskiy vestnik (Nauchno-tekhnicheskiy zhurnal), 2007. No. 5, pp. 291-293.
4. Chemezov E.G. Application of the chamber-pillar development system at great depths in the conditions of the Zhezkazgan deposit // Gornyy informatsionno-analiticheskiy vestnik (Nauchno-tekhnicheskiy zhurnal), 2004, No. 9, pp. 71-72.
5. Fitsak V.V. Effective boundaries of the use of variants of the chamber-pillar development system // Notes of the Mining Institute, Vol.150, part 2. – St. Petersburg, 2002, – pp. 54-56.
6. Vokhmin S.A., Kurchin G.S., Mayorov E.S. On the issue of determining the standard values of losses during the extraction of anhydride by a chamber-colum development system. Bulletin of the Moscow State Technical University named after G.I. Nosov, 2010, No. 1, pp. 10-13.
7. Akbarov T.G., Nishanov A.Sh., Urazov J.D. Rational technology of underground mining of ore bodies of the Kochbulak deposit with uneven mineralization // Universum: technical sciences: scientific journal. - No.12(93), part 3. – Moscow: publishing house "MCNO", 2021, pp. 5-8.
8. Akbarov T.G., Nishanov A.Sh., Urazov J.D., Ashirov Yu.N. Features of underground mining of the Kochbulak gold deposit // International Zhurnal innovatsionnykh nauk i issledovatel'skikh tekhnologiy. Vol. 6, Issue 12. – India, 2021, pp. 904-907.
9. Akbarov T.G., Nishanov A.Sh., Urazov J.D. Rational technologies of underground mining of gold deposits of the Angren region. Monograph. – Tashkent, 2022. – 212 p.

KOCHBULOQ KONI RUDA TANALARINI TAYYORLASH USULLARINI TAKOMILLASHTIRISH



Akbarov T.G.,

I. Karimov nomidagi ToshDTU
«Ko'mir va qatlamli konlar geotexnologiyasi»
kafedrasini professori, t.f.n.



Nishanov A.Sh.,

«Olmaliq KMK» AJ
Angren kon boshqarmasi «Kochbuloq»
shaxtasi uchastka boshlig'i o'rinbosari



Urazov J.D.,

«Olmaliq KMK» AJ
Angren kon boshqarmasi «Kochbuloq»
shaxtasi bosh muhandisi

Maqolada konchilik korxonalaridagi asosiy muammolardan hisoblangan, ya'ni murakkab kon-texnik sharoitda foydali qazilmalarni qazib olishning dastlabki bosqichidan, tayyorlash usulini to'g'ri tanlash orqali kelajakda yo'l qo'yilishi mumkin bo'lgan rudaning sifat va miqdor yo'qotilishlarini oldini olish haqida, Angren kon boshqarmasi Kochbuloq konining 14-ruda tanasini tayyorlash ishlarini takomillashtirish misolida bayon etilgan. Shuningdek maqolada ruda tanasini tayyorlash usullari, ularning asosiy kamchilik va afzalliklari, tayyorlash usulini tanlashga ta'sir etuvchi omillar, tayyorlash usuliga qo'yiladigan talablar hususida so'z boradi.

Tayanch iboralar: ruda tanasi, atrof tog'jinsi, foydali qazilma, kon lahimi, tayyorlash usuli, qazish ishlari, blok, rudaning yo'qotilishi, rudaning sifatizlanishi, ko'tarilma, nimqavat shtreki, qazib olish tizimi, loyiha, zahira.

В данной статье изложена одна из основных проблем горных предприятий на примере совершенствования способа подготовки рудного тела 14 месторождения Кочбулак Ангренского рудоуправления, это необходимость правильного выбора способа подготовки в сложных горнотехнических условиях при начальной стадии разработки полезных ископаемых, что может повлиять на уменьшение количественных и качественных потерь руды при разработке. А также в статье идёт речь о способах подготовки рудных тел, об их основных достоинствах и недостатках, факторах, влияющих на выбор способа подготовки, требованиях к способу подготовки.

Ключевые слова: рудное тело, вмещающие породы, полезное ископаемое, горная выработка, способ подготовки, разработка, блок, потери руды, разубоживание руды, восстающий, подэтажный штрек, система разработки, проект, запас.

Ruda tanasini foydali qazilmalarni qazib olish uchun tayyorlash kon massivining dastlabki zo'riqish holati sharoitida bajariladigan tayyorlash va qirqish ishlari bilan bog'liq [1].

Ruda konlarini qazish ishlariga tayyorlash, tayyorlovchi-qirquvchi lahimlarni o'tishni o'z ichiga oladi. Tayyorlovchi lahimlarga shtreklar, ortlar va blok ko'tarilmalari kiradi.

Tayyorlangan kon uchastkalarida yoki bloklarda rudani qazib olish uchun zarur bo'lgan ishlar amalga oshiriladi, ular qirqish deb ataladi, ularni o'tish esa – qirqish ishlari deyiladi.

Qirqish ishlari tugagandan so'ng blok qazish uchun tayyorlangan hisoblanadi [2, 3].

Tayyorlash ishlarining ruda tanasiga nisbatan joylashishiga ko'ra, konlarni tayyorlash rudali, atrof tog' jinslaridan o'tiladigan va aralash bo'lishi mumkin.

Rudali tayyorlashda barcha tayyorlov lahimlari ruda tanasidan o'tiladi. Ushbu turdagi tayyorlash usuli asosan nishab va yotiq ruda tanalarini qazib olishda, rudani tashish uchun samosvallar yoki konveyerlardan foydalanilganda qo'llaniladi.

Rudali tayyorlashning avfzalligi – tik ruda tanalarini qazishda konni qo'shimcha qidirish va ular bilan bog'liq rudani qazib olish imkoniyati, bu tayyorlov lahimlarini o'tkazish harajatlarni qisman qoplaydi. Rudali tayyorlashning asosiy kamchiliklari: tayyorlov lahimlarining bevosita qazib olish va portlatish ishlari yonida joylashishi tufayli, ularni ushlab turish (mustahkamlash) harajatlarni oshishi; tayyorlovchi lahimlarni ushlab turish uchun qoldirilgan seliklardagi rudaning yo'qotilishidir [2].

Lahimlarni atrof tog' jinslaridan o'tib tayyorlash paytida barcha tayyorlov ishlari ruda tanasidan tashqarida amalga oshiriladi. Tayyorlashning bu usuli qazilgan rudani elektrovozlar yordamida

yetkazishda keng qo'llaniladi, chunki u ruda yotqizigi ostining murakkab gipsometriyasida temir yo'llarining qiyaligini saqlashga bardosh berishga imkon beradi. Atrof tog' jinslaridan o'tib tayyorlashning qo'llanilishi tik ruda tanalarini qazib olishda qavatlar orasidagi ruda yo'qotilishlarini bartaraf etishga imkon beradi.

Atrof tog' jinslaridan o'tib tayyorlashning kamchiliklari: konlarni qazib olishga tayyorlashda tayyorlov lahimlari hajmining ortib ketishi sabab, harajatlarning ko'payishi; lahimlarni o'tish jarayonida bevosita rudani qazib olishning imkoniyati yo'qligi sabab, harajatlarni bir qismini qoplashga imkon bermasligi [3, 4].

Aralash tayyorlash usuli, tayyorlov ishlarining bir qismini ruda tanasidan, ikkinchisini esa atrof tog' jinslaridan o'tilishini nazarda tutadi. Aralash tayyorlash qalin tik ruda konlarini qazib olishda asosiy usul hisoblanadi. Aralash tayyorlash usuli yuqoridagi ikkita usulga nisbatan eng keng tarqalgan usul bo'lib, ularning avfzallik va kamchiliklarini o'z ichiga oladi.

Konlarni tayyorlash usullarini tanlashga bir qator omillar ta'sir qiladi:
– konning geologik sharoitlari – ruda tanasining qalinligi, og'ish burchagi, ruda va atrof tog' jinslarining qattiqligi;

– konning texnik va iqtisodiy ko'rsatkichlari – konning yillik ishlab chiqarish unumdorligi, qo'llaniladigan qazib olish tizimi, kon uskunalarini va mexanizatsiyalashtirilganlik darajasi, shamollatish sharoitlari va rudaning qiymati.

Bundan tashqari konni tayyorlash usullariga qo'yiladigan bir qancha talablar mavjud, bular:

– qazishga tayyorlangan joylarda (zaboyda) ishlab mahsulot olib borilishini ta'minlash; ming tonna mahsulotga ishlov berish hajmini qisqartirish;

– qazib olishga tayyor zahiralarni, ruda tanasini bloklarga va panellarga bo'lish sxemalari orqali konning qazib olishga tayyor doimiy zahirasini ta'minlab turish;

– qazib olish ishlari olib borilayotgan joylarga odamlarni havfsiz kirish va chiqishini ta'minlash, uskunalar va materiallarni havfsiz yetkazib berish orqali qazib olish ishlarini qulay va havfsiz olib borish;

– qazib olingan rudani yuklash, tashish va yer yuzasiga yetkazib berishning sodda va oson sxemalarda bo'lishini ta'minlash;

– qazish ishlari olib borilayotgan joylarni shamollatishni yengillashtirish va soddalashtirish;

– tayyorlov lahimlarini ushlab turish (mustahkamlash) harajatlarini kamaytirish;

– tayyorlov lahimlarini saqlash uchun qoldirilgan seliklardagi yo'qotilishlarni minimal darajaga tushirish.

O'zbekiston Respublikasining Toshkent viloyati Ohangaron tumanidagi "Olmaliq kon-metallurgiya kombinati" AJ ning Angren kon boshqarmasiga qarashli "Kochbuloq" shaxtasi Qurama tog' tizmasining shimoliy tog' yon-bag'irlari etaklarida, Nishbosh va Go'shtsoy daryolari irmog'ining oralig'ida joylashgan bo'lib, 35 km. ga yaqin maydonni o'z ichiga oladi [5, 6, 7].

Kochbuloq koni murakkab vulkonogen-tektonik faollik natijasida yuzaga kelgan bo'lib, konda o'ziga xos yoriqlar va buzilishlar paydo bo'lishi natijasida oltin menirallashuvi joylashishining strukturaviy nazoratini belgilab bergan.

Rudali zonalar ichida bir qancha ruda tanalari joylashgan bo'lib, konni o'zlashtirish davrida 32 ta tektonik struktura bilan chegaralangan va 200 dan ortiq kvars tomirlari va kvars zonalarini birlashtirgan 23 ta ruda zonalarini aniqlangan [8].

Kochbuloq konida asosiy qo'llaniladigan konni tayyorlash usuli, bu rudali tayyorlash hisoblanadi.

Gorizontlardagi konni tayyorlash ishlari atrof tog' jinslaridan o'tilgan tashish shtreklarini ruda tanasi yo'nalishi bo'ylab o'tish orqali amalga oshiriladi, ya'ni tashish shtreklari atrof tog' jinslaridan o'tiladi. Atrof tog' jinslaridan o'tilgan tashish shtreklaridan ruda tanasini kesib o'tuvchi zaezdlar o'tish orqali ruda tanasini bloklar va panellarga bo'lib olinadi. Bunda zaezdlar oralig'i 50-100 metrni tashkil qiladi.

Bloklardagi barcha tayyorlash va qirqish ishlari ruda tanasidan, ya'ni rudadan o'tiladi va bu kon lahimlariga quyidagilar kiradi:

– ko'tarilmalar, ular zaezdning ikki tomonidan o'tilib, biri yurish bo'linmasi va ikkinchisi qazib olingan rudani o'z og'irligi ta'sirida pastga tushirish uchun xizmat qiladi (rudatushirgich);

– yo'lak (xodok) lar; shamollatish shtreklari; shamollatish va yurish ko'tarilmalari; nimqavat shtreklari, hamda kesuvchi o'yiqlar.

Yuqoridagi barcha tayyorlovchi va qirquvchi lahimlarni o'tish ishlari yakunlangandan so'ng bevosita bloklarda rudani qazib olish ishlari boshlanadi.

Kochbuloq konida hozirgi kunda kamera-ustunli, nimqavat shtreklar va nimqavat ortlar bilan qazib olish tizimlaridan keng foydalanilib kelinmoqda [9].

Ushbu maqolada Kochbuloq konining +880 m gorizontidagi 14-ruda tanasini tayyorlash ishlarini soddalashtirish, takomillashtirish, tayyorlash va qazish ishlarini olib borish natijasida yo'l qo'yilgan xato va kamchiliklar xususida so'z boradi.

Konning 14-ruda tanasi janubi-sharqqa 65-70° og'ish burchagi ostida, mahalliyashgan 17-strukturasi shimoli-sharqda joylashgan. Ruda tanasining janubiy va markaziy qismlarida sharq tomonga teskari og'ish kuzatilgan. Ruda tanasining o'rtacha qalinligi 1,3 metrni tashkil qiladi. Ruda tanasining morfologik xususiyatlari va tuzilishi tosh yoriqlari tizimining rivojlanish xususiyatlari bilan belgilanadi.

Ruda tomirlari kvarslashgan puch tog' jinslari va sulfidli kvars liznalar bilan ifodalanganadi.

Ruda tanasining yotish bo'yicha cho'ziqligi sanoat chegaralarining 100 m dan 630 m gacha bo'lgan masofalarda kuzatilgan bo'lib, azimuti 340-30° ni tashkil qiladi. Ruda tanasi 355 m chuqurlikkacha o'rganilgan.

Ruda tanasi va atrof tog' jinslari o'rtacha qattqlikka ega bo'lib, solishtirma og'irligi 2,63 t/m³ ni tashkil qiladi.

Kochbuloq konining 914-8 bloki bilan +880 m gorizontdagi 14-ruda tanasi loyihaga asosan nimqavat shtrekli qazib olish tizimi bilan qazib olish rejalashtirilgan bo'lib, bunda blok balandligi gorizontlar orasidagi masofaga teng bo'lib – 50 metrni tashkil qiladi, blok uzunligi esa – 50 m etib belgilangan, blok nimqavatlarga bo'lingan holda qazib olinadi, ularning orasidagi balalik 6-8 m etib olingan. Ruda tanasi bloklarga ikki tomonidan o'tiladigan zaezd va ko'tarilmalar yordamida bo'linadi.

914-8 blokidagi qazib olish ishlarini olib borish bir qancha qiyinchiliklarni yuzaga keltirdi, ya'ni tayyorlovchi lahimlarning rudadan o'tilganligi tufayli bu lahimlarni ushlab turish (mustahkamlash) harajatlari ortib ketishi, ayrim hollarda ushlab turishning imkoni yo'qligi sabab 914-8 blokini qazib olishning mahalliy loyahasiga bir necha marotaba qayta o'zgartirish va qo'shimchalar kiritilishiga sabab bo'ldi. Buning asosiy sabablaridan biri ruda tushurish uchun xizmat qiladigan ko'tarilma yuzasining keskin kengayib ketishidir. Bu esa o'z navbatida nimqavatlarini o'tishni qiyinlashtirib va bir qator xato va kamchiliklarni yuzaga keltirdi:

– tayyorlov lahimlari hajmining ortib ketishiga;

– tayyorlov lahimlarini ushlab turish (mustahkamlash) ga ketgan harajatlarni keskin ortib ketishiga;

– odamlarni qazib olish ishlari olib borilayotgan joylarga (zaboyga) kirish va chiqish havfsizligini ta'minlashning, ayrim hollarda imkoni yo'qligiga;

– qazish ishlari ishlatiladigan uskuna va materiallarni kovjoyga havfsiz yetkazishning imkoni yo'qligiga;

– blokni tayyorlashga ketgan vaqtning ko'pligi natijasida konning oylik va yillik ishlab chiqarish unumdorligiga ta'siriga;

– tayyorlov kon lahimlari rudadan o'tilganligi va ularda qoldirilgan seliklarni havflilik darajasi ortib ketganligi tufayli qazib olishning imkoni yo'qligi tufayli, yo'qotilishlarning ortib ketishiga sabab bo'ldi.

Dastlabki loyihaga asosan, 914-8 blokini tayyorlash ishlari +880 m gorizontdagi atrof tog' jinsidan o'tilgan shtrekdan zaezd ruda tanasini kesib o'tguncha o'tildi. Zaezddan ikkita ko'tarilma ruda bilan 1-nimqavatgacha o'tildi. Bu kon lahimlarini xar 8 metrdan birlashtirib turuvchi xodok (yo'lak) larni, nimqavatlarini o'tish orqali blokni 5 ta qismga bo'lib olib, blokni nimqavat shtreklar bilan qazib olish tizimi orqali qazish ishlari rejalashtirilgan edi.

Yuqoridagi gorizontga blokdan 2-zahira chiqish yo'li esa, 1-nimqavatdan o'tilgan shamollatish ko'tarilmasi uchun nisha, shamollatish ko'tarilmasi va shamollatish yo'lagini o'tish orqali amalga oshirildi. 1- va 2-nimqavatlarda qazish ishlari tugatilgandan so'ng, ruda tushirgich (ruda tushirish uchun xizmat qiluvchi ko'tarilma) ning yuzasi keskin kengayib ketishi natijasida 3-nimqavatda qazish ishlarini olib borish imkoniyati bo'lmadi.

Shundan so'ng loyihaga o'zgartirish kiritilib, zaezddan atrof tog' jinslaridan sidirg'alash shtreki o'tildi. Bu sidirg'alash shtrekidan ruda tanasi bo'ylab 3-nimqavat shtrekigacha ikkita ko'tarilma o'tish rejalashtirildi. Ko'tarilmalarni o'tish jarayonida oldin o'tilgan ruda tushirgichga ko'tarilmaning 10 metrida qo'shib ketishi kuzatildi. Buning asosiy sababi, oldin o'tilgan ko'tarilmaning yuzasi keskin kengayib ketganidir, natijada ishlarning behatar olib borilishini hisobga olgan holda loyihaga yana o'zgartirish kiritildi.

Yangi loyihaga asosan ko'tarilma atrof tog' jinslaridan o'tiladigan va xar 8 metrdan birlashtiruvchi yo'laklar o'tiladigan bo'ldi. Shu tariqa 3- va 2-nimqavatlarini qazib olish ishlari o'zgartirilgan loyiha asosida amalga oshirildi. 2-nimqavatni qazib olish ishlari yakunlanishi arafasida, 1-nimqavatga tushishdan oldin ruda tushirgichning yuzasi, ikki nimqavat oralig'i yana kengayib ketishi natijasida 1-nimqavatni o'tish va unda qazish ishlarini olib borish imkoniyati yana bir bor yo'qqa chiqdi. Bu holat loyihani yana bir bor qayta ko'rib chiqilishiga sabab bo'ldi.

Qayta ko'rib chiqilgan loyihaga asosan sidirg'alash shtreki davom ettiriladigan bo'ldi, ya'ni ruda tanasining yotish uzunligi yo'nalishi bo'ylab

blok chegarasigacha o'tilib, so'ngra shtrekning oxiridan kesuvchi o'yoqlar yordamida 2-nimqavatgacha ko'tarilib, bu qiruvchi lahimlardan shpurlar majmui burg'ulanib, portlatish ishlarini amalga oshirish ko'zda tutildi. Hosil qilingan shpurlarni baravariga portlatish evaziga blokda qazish ishlarini olib borish rejalashtirildi.

Yuqoridagi barcha loyihalarning kamchiliklari blokda asosiy qazib olish ishlarini yakunlanganidan so'ng, blokda rudadan o'tilgan ko'tarilmalarni ushlab turish (saqlash) uchun qoldirilgan seliklarni qazib olish jarayonida ko'rindi.

Bular:

- ruda tushirgichni jihozlashda (yurish bo'linmasiga) kon ishlarini olib borishning havfilik darajasi ortishi;

- jihozlash uchun ketgan yog'och mustahkamlagichlarning sarfini ortishi, ya'ni blokda ruda tushirgichlar va ko'tarilmalarni xar 2 metrda butun ko'tarilish balandligi bo'ylab paloklarni o'rnatishga ketgan yog'och mustahkamlagichlarning sarfini ortib ketishiga olib keldi;

- blokda o'tilgan ko'tarilma va ruda tushirgichlarni ushlab turuvchi (saqlovchi) seliklarda shpurlar burg'ulangandan so'ng, burg'ulangan shpurlarni baravariga portlatish oqibatida portlatish ishlarini boshqara olmaslik natijasida portlamay qolgan shpurlarning qolib ketishi havfi tug'ildi, bu esa o'z navbatida seliklarning qolib ketishiga va seliklarda qo'yotilishlarning ayrim hollarda 50% dan oshib ketishiga olib keldi;

- blokda seliklar baravariga potlatilgandan so'ng atrof tog' jinslari qo'shilishi natijasida rudaning sifatsizlanishiga ham o'z ta'sirini ko'rsatdi.

914-8 blokni qazib olishga tayyorlash jarayonidagi barcha loyihalar asosida o'tilgan tayyorlov lahimlari 1-jadvalda keltirilgan.

914-8 blokda balans zahiralarni 3750 m³ yoki 9863 tonnanani tashkil qilishini hisobga olsak, tayyorlov ishlarining solishtirma hajmi blokda tayyorlov lahimlarining hajmi balans zahirasining hajmiga nisbatiga teng bo'lib, quyidagini tashkil qiladi [10,11]:

$$V = \frac{V_n}{V_{bl}} \cdot 100 = \frac{1130}{3750} \cdot 100 = 30,1\%,$$

bu yerda, V_n – blokda tayyorlov lahimlarining umumiy hajmi, m³;

V_{bl} – blokda umumiy hajm, m³.

$$V_{bl} = m_p \cdot H_e \cdot L_{bl} = 1,5 \cdot 50 \cdot 50 = 3750 m^3.$$

Blokda tayyorlash ishlarining koeffitsienti esa quyidagiga teng bo'ladi [9,10]:

$$K_l = \frac{L_n}{Q} \cdot 1000 = \frac{275}{9863} \cdot 1000 = 27,9 \text{ m/t},$$

$$K_v = \frac{V_n}{Q} \cdot 1000 = \frac{1130}{9863} \cdot 1000 = 114 \text{ m}^3/\text{t},$$

bu yerda, L_n – tayyorlovchi lahimlarning uzunligi, m;

Q – blokda rudaning sanoat zahirasi, t.

Blokda tayyorlash ishlarini davomida qazib olingan ruda ulushi quyidagiga teng:

$$\delta_n = \frac{Q_n}{Q} = \frac{1656}{9863} = 0,17$$

bu yerda, Q_n – tayyorlash ishlarini davomida qazib olingan ruda miqdori, t.

Kochbuloq konidagi tayyorlov lahimlarini o'tishga ketgan harajatlarni hozirgi kun hisobi bilan oladigan bo'lsak, ya'ni 1 m³ tayyorlov lahimlarini o'tishga ketgan harajatlarni 2063219,16 so'mni tashkil qiladi. Blokda tayyorlov lahimlarining umumiy hajmi 1130 m³ ni tashkil qilishini hisobga olsak, bu harajatlarni 2331,437 mln so'mni tashkil qiladi.

Amaldagi loyihalarning kamchiliklarini hisobga olib, +880 m gorizontalidagi 914-8 blokni qazib olishga tayyorlashning samarali va havfsiz usulini, ya'ni atrof tog' jinslaridan o'tish usulini ko'rib chiqamiz.

Bu usulda blokni tayyorlashda +880 m gorizontalidagi atrof tog' jinsidan o'tilgan shtrekdan zaezd ruda tanasigacha o'tilib, ular xar 8 metrda yo'lak (xodok) lar, sidirgalash ortlari o'tish orqali 5 ta nimqavatlariga bo'linadi. Blokdan shamollatish shtreki, shamollatish ko'tarilmasi uchun nisha, shamollatish ko'tarilmasi va shamollatish yo'lagi (xodok) lahimlarini o'tish orqali 2-zahira chiqish yo'lini ta'minlaymiz. Lahimlarni o'tib blokni qazib olish ishlariga tayyorlab olganimizdan so'ng qazish ishlarini boshlaymiz.

Qazib olish ishlarini 1-nimqavatdan 5-nimqavatgacha yuqoridan pastga qarab tushish tartibi bilan, blokni nimqavat shtreklar bilan qazib olish tizimi orqali qazish ishlarini olib boriladi. 5-nimqavatda qazish ishlarini yakunlangandan sung zaezd ruda tanasini kesib o'tguncha davom ettiriladi. Zaezddan ruda tanasining yotish uzunligi yo'nalishi bo'ylab sidirg'alash shtreki o'tiladi.

Sidirg'alash shtrekida ham, qazib olish ishlarini nimqavat shtreklar bilan qazib olish tizimi orqali amalga oshiriladi. Bu usulda blokni qazib olishga tayyorlaganimizda ko'tarilma va ruda tushirgichlar, boshqa tayyorlovchi lahimlarni saqlab turish uchun seliklar qoldirilmaydi. Blokni qazib olish uchun tayyorlangan balans zahiralarni ortiqcha qiyinchiliklarsiz rudaning sifatsizlanishi va yo'qotilishlarini kamaytirgan holda to'liq qazib olinadi.

914-8 blokning taklif qilinayotgan tayyorlash usuli bilan tayyorlangandagi kon lahimlarining o'lchamlari va hajmlari 2-jadvalda ko'rsatilgan. Taklif qilinayotgan usulda, ya'ni atrof tog' jinslaridan tayyorlov lahimlarini o'tib blokni tayyorlash usuli natijasida qator afzalliklarga ega bo'lamiz:

- tayyorlov lahimlarini ushlab turish ortiqcha qiyinchiliklarsiz amalga oshiriladi;
- mustahkamlashga ketgan harajatlarni sezilarli kamayadi;
- balans zahiralarni yo'qotilishlarsiz qazib olish imkoniyati oshadi;
- rudaning sifatsizlanishini nazorat qilish imkoniyati paydo bo'ladi;
- qazib olish ishlarini havfsiz olib borish darajasi ortadi;

1-jadval

914-8 blokning tayyorlov lahimlarini rudali usul bilan o'tilgandagi kon lahimlarining o'lchamlari va hajmlari

T/r	Kon lahimlari nomlari	Rudadan o'tilgan, m	Atrof tog' jinslaridan o'tilgan, m	Umumiy o'tilgan, m	Rudadan o'tilgan, m ³	Atrof tog' jinslaridan o'tilgan, m ³	Umumiy o'tilgan, m ³
1.	Zaezd	1,5	18,5	20	10,5	129,5	140
2.	Ko'tarilma nishasi	6	9	15	24	36	60
3.	Ko'tarilma	48	30	78	230	120	350
4.	Ruda tushirgich	62	6	68	248	24	272
5.	Shamollatish ko'tarilmasi nishasi	-	3	3	-	9	9
6.	Shamollatish ko'tarilmasi	-	9	9	-	27	27
7.	Shamollatish yo'lagi	-	4	4	-	12	12
8.	Sidirg'alash shtreki	-	17	17	-	68	68
9.	Sidirg'alash shtreki nishasi	-	3	3	-	18	18
10.	Yo'laklar	39	19	58	117	57	174
	Jami	156,5	118,5	275	629,5	500,5	1130

2- jadval

914-8 blokni tayyorlov lahimlarini atrof tog' jinslaridan o'tish usuli bilan tayyorlangandagi kon lahimlarining o'lchamlari va hajmlari

T/r	Kon lahimlari nomlari	Atrof tog' jinslaridan o'tilgan, m	Umumiy o'tilgan, m	Atrof tog' jinslaridan o'tilgan, m ³	Umumiy o'tilgan, m ³
1.	Zaezd	11	11	77	77
2.	Ko'tarilmalar nishasi	6	6	24	24
3.	Ko'tarilma	38	38	152	152
4.	Ruda tushirgich	38	38	152	152
5.	Yo'laklar	25	25	75	75
6.	Shamollatish shtreki	10	10	40	40
7.	Shamollatish ko'tarilma nishasi	3	3	9	9
8.	Shamollatish ko'tarilmasi	9	9	27	27
9.	Shamollatish yo'lagi	5	5	15	15
10.	Sidirg'alash uskunasi nishasi	3	3	18	18
Jami		148	148	589	589

– blokni tayyorlashga sarflangan vaqtning kamligi tufayli konning ishlab chiqarish unumdorligi keskin darajada ortib ketadi.

Ko'rib chiqilayotgan tayyorlov usulidagi blokni tayyorlov ishlarining solishtirma hajmi quyidagiga teng bo'ladi:

$$V = \frac{V_n}{V_{bt}} \cdot 100 = \frac{589}{3750} \cdot 100 = 15,7\%$$

Blokda tayyorlov ishlarining koeffitsienti esa quyidagiga teng bo'ladi:

$$K_l = \frac{L_n}{Q} \cdot 1000 = \frac{148}{9863} \cdot 1000 = 15 \text{ m} / t,$$

$$K_v = \frac{V_n}{Q} \cdot 1000 = \frac{589}{9863} \cdot 1000 = 59,7 \text{ m}^3 / t.$$

Blokda tayyorlov ishlarini davomida qazib olingan ruda ulushi, barcha o'tilgan tayyorlov ishlarining ruda tanasidan o'tilmaganligi uchun $\delta_n = 0$ ga teng bo'ladi.

Tayyorlov lahimlarini o'tishga ketgan harajatlar esa, taklif qilinayotgan tayyorlov usulidagi blokni tayyorlov lahimlarining umumiy hajmini 589 m³ liginu hisobga olsak, bu harajatlar 1215,236 mln so'mni tashkil qiladi.

Yuqorida ko'rib chiqilgan ikkita tayyorlov usulini solishtiradigan bo'lsak, blokni qazib olishga tayyorlov usulining birinchi usulida ruda tushirgichning yuzasi loyihada ko'rsatilganidan kengayib ketishi natijasida kon ishlarini olib borish havfsizlik nuqtai nazaridan qiyinlashgan. Buning asosiy sababi, burg'ulab portlatish ishlarida ruda tushirgichdan uncha katta bo'lmagan masofada amalga oshirilganidir.

Birinchi tayyorlov usulida faqatgina birinchi loyihada blokdan ikkinchi zahira chiqish yo'lini mavjudligi, qolgan uchta loyihada blokdan ikkinchi zahira chiqish yo'li bilan ta'minlay olmaslik ham bu tayyorlov usulining eng asosiy kamchiligidir.

Taklif qilinayotgan tayyorlov usuli bundan mustasno. Bu holat esa kon ishlarini olib borishning yagona havfsizlik qoidalariga ham zid hisoblanadi [12].

1- va 2-jadvallardan blokni qazib olishga tayyorlov usulining birinchi usulida kon ishlarini olib borishning qiyinlashishi oqibatida tayyorlovchi lahimlarning hajmini ikkinchi usulga nisbatan oshib ketganini ko'rish mumkin.

Tayyorlovchi lahimlarning hajmini ortishi ortiqcha sarf-harajatlarni kelib chiqishiga sabab bo'ldi.

Birinchi tayyorlov usulida lahimlarni o'tishga ketgan harajatlarni lahimlarni rudadan o'tib bir qismini qaytarishning imkonini bo'lgan bo'lsada, saqlovchi seliklarda qolgan yo'qotilishlarni, seliklarni baravariga portlatish orqali qo'porib olingan rudaning sifatsizlanishini, mustahkamligichlarga ketgan sarf-harajatlarni va eng asosiysi kon ishlarini olib borishning yagona havfsizlik qoidalariga ayrim holatlarda amal qilmaganligini ko'rishimiz mumkin.

Ikkinchi usulda esa, blok qazib olishga tayyorlanganida faqatgina tayyorlov lahimlarining atrof tog' jinslaridan o'tilganligi hisobiga, ketgan sarf-harajatlari qaytarib olinmasligi uning asosiy kamchiligidir.

Ko'rib chiqilganlardan shuni xulosa qilish mumkin-ki, ikkinchi taklif qilinayotgan tayyorlov usulida tayyorlov ishlarining solishtirma hajmi birinchi usulga nisbatan 47,8% ga, tayyorlov ishlarining koeffitsienti 47,6% ga kamni tashkil etmoqda, bundan ko'rinib turibdiki blokda tayyorlov ming tonna mahsulotga ishlov berish hajmi ikkinchi usulda hozirgi kunda qo'llanilayotgan usulga nisbatan ikki barobar kamroqni tashkil qilmoqda.

Xulosa qilib aytganda, "Kochbuloq" konining +880 m gorizontalidagi 14-ruda tanasidagi qolgan bloklarni qazib olishga tayyorlov ishlarini yuqorida ko'rib chiqilgan ikkinchi tayyorlov usuliga tayangan holda, ya'ni ruda tanasini, tayyorlov kon lahimlarini atrof tog' jinslaridan o'tib tayyorlov usuli bilan qazib olishga tayyorlov maqsadga muvofiq bo'ladi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Mixaylov Yu.V., Vasilev A.E., Gorniy S.V. Ruda tanasini foydali qazilmalarni kombinatsiyalashgan usulda qazib olishga tayyorlov // Nedelya gorniyaka – 2003, 10-seminar. – Moskva, 2003. 114-116 betlar.
2. Milixin G.G. Ruda konlarini ochish va tayyorlov. – Murmansk: MGTU, 2004. – 113 bet.
3. Xomenko O.E., Kononenko M.N. Yer osti konlarida ruda konlarini ochish va tayyorlov. – Dnepropetrovsk: NGU, 2016. – 101 bet.
4. Borisenko S.G. Ruda konlarini yer osti usulida qazib olish texnologiyasi. – Kiev: Vishaya shkola, 1987. – 262 bet.
5. Akbarov T.G., Nishanov A.Sh., Urazov J.D. Kochbuloq konining notekis minerallashgan ruda tanalarini yer osti foydali qazilmalarini oqilona qazib olish texnologiyasi // Universum: texnika fanlari. 12(93)-son, 3-qism. – Moskva: MSNO, 2021. 5-8 betlar.
6. Akbarov T.G., Nishanov A.Sh., Urazov J.D. Angren viloyati oltin konlarini yer osti usulida qazishning ratsional texnologiyalari. Monografiya. – Toshkent: Navro'z nashriyoti, 2022. – 212 bet.
7. Akbarov T.G., Urazov J.D., Nishanov A.Sh. Angren kon boshqarmasining oltin konlarida qazib olish tizimlarini takomillashtirishning asosiy yo'nalishlari // Konmetallurgiya sanoatining zamonaviy texnologiyalari va innovatsiyalari: respublika ilmiy-texnik konferensiyasi materiallari. – Navoi, 2012. 85-86 betlar.
8. Eroxin N.A., Ribalov V.G., Golushkov P.M. Kochbuloq oltin konining shimoliy qismini batafsil o'rganish natijalari to'g'risida hisobot. 1-jild. 2-kitob. Kon geologiyasi, metodologiyasi va ish hajmi. – Toshkent, 1985. 29-32 betlar.
9. Akbarov T.G., Nishanov A.Sh., Urazov J.D., Ashirov Yu.N. Kochbuloq oltin konini yer osti usulida qazib olishning xususiyatlari // International Innovatsion fan va tadqiqot texnologiyalari xalqaro jurnali (IJISRT). – 6 tom, 12-son. – Hindiston, 2021. 904-907 betlar.
10. Agoshkov M.I., Malaxov G.M. Ruda konlarini yer osti usulida qazib olish. – Moskva: Nedra, 1977. – 663 bet.
11. Imenitov V.R. Ruda konlarini yer osti usulida qazib olish texnologiyasi, mexanizatsiyalash va ishlab chiqarish jarayonlarini tashkil etish. – Moskva: Nedra, 1973. – 463 bet.
12. Ruda, noruda va sochma holdagi konlarni yer osti usuli bilan qazib olishda havfsizlikning yagona qoidalari. – Toshkent, 2019. – 243 bet.

THE IMPROVEMENT OF ORE BODY PREPARATION METHODS AT THE KOCHBULOK MINE

¹**Akbarov T.G.**, Professor of the Department "Geotechnology of coal and reservoir deposits", Candidate of Technical Sciences.

²**Nishanov A.Sh.**, Deputy head of the section. E-mail: nishanov.akmal.86@gmail.com.

²**Urazov J.D.**, Chief Engineer. E-mail: urazov.jahongir@gmail.com.

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

²JSC «Almalyk Mining and Metallurgical Combine». Almalyk, Uzbekistan.

This article describes one of the main problems of mining enterprises on the example of improving the method of preparation of the ore body of the deposit Kochbulak Angren ore management, is the need for the right choice of method of preparation in difficult mining conditions at the initial stage of development of mineral resources, which may affect the reduction of quantitative and qualitative losses of ore during mining. The paper also deals with methods of preparation of ore bodies, their main advantages and disadvantages, factors influencing the choice of preparation method, requirements to the method of preparation.

Keywords: ore body, host rock, mineral, mining, preparation method, development, block, ore losses, dilution of ore, rising, bottom drift, development system, project, stockpile.

Bibliographic list:

1. Mikhailov Yu.V., Vasiliev A.E., Gorny S.V. Preparation of an ore body for the extraction of a mineral by a combined method // Miner's Week – 2003, seminar No. 10. – Moscow, 2003.
2. Milekhin G.G. Opening and preparation of ore deposits. – Murmansk: MSTU Publishing House, 2004. – 113 p.
3. Khomenko O.E., Kononenko M.N. Opening and preparation of ore deposits during underground mining. – Dnepropetrovsk: NSU, 2016. – 101 p.
4. Borisenko S.G. Technology of underground mining of ore deposits. – Kiev: Vishchaya shkola, 1987. – 262 p.
5. Akbarov T.G., Nishanov A.Sh., Urazov J.D. Rational technology of underground mining of ore bodies of the Kochbulak deposit with uneven mineralization // Universum: technical sciences: scientific journal. – No.12(93), part 3. – Moscow: Publishing house "MCNO", 2021, pp. 5-8.
6. Akbarov T.G., Nishanov A.Sh., Urazov J.D. Rational technologies of underground mining of gold deposits of the Angren region. Monograph. – Tashkent: Publishing house "Navryz", 2022. – 212 p.
7. Akbarov T.G., Urazov J.D., Nishanov A.Sh. The main directions in improving the development systems at the gold mines of the Angren mine management // "Modern technologies and innovations of the mining and metallurgical industry", materials of the Republican scientific and technical conference (with international participation). – Navoi, 2012, pp. 85-86.
8. Erokhin N.A., Rybalov V.G., Goloshukov P.M., etc. Report on the results of detailed exploration of the northern part of the Kochbulak gold deposit. Volume 1. Book 2. Geology of the deposit, methodology and scope of work. – Tashkent, 1985, pp. 29-32.
9. Akbarov T.G., Nishanov A.Sh., Urazov J.D., Ashirov Yu.N. Features of underground mining of the Kochbulak gold deposit // International Journal of Innovative Sciences and Research Technologies. Volume 6, Issue 12. – India, 2021, pp. 904-907.
10. Agashkov M.I., Malakhov G.M. Underground mining of ore deposits. – Moscow: Nedra, 1977. – 663 p.
11. Imenitov V.R. Technology, mechanization and organization of production processes in underground mining of ore deposits. – Moscow: Nedra, 1973. – 463 p.
12. Uniform Safety Requirements for Underground Development of Ore, Non-Ore, and Placer Mineral Deposits. – Tashkent, 2019. – 243 p.

HT-250-01; HT-250 M

УНИВЕРСАЛЬНЫЙ ТОКАРНЫЙ СТАНОК



NMZ
Вдохни жизнь в металл

АО «НГМК»
Производственное объединение
«Навийский 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 СПОСОБОВ ВЕДЕНИЯ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ В ОБВОДНЁННЫХ СКВАЖИНАХ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ



Нутфуллоев Г.С.,
начальник
Учебно-методического отдела
Алмалыкского филиала НИТУ «МИСиС»,
к.т.н., доцент



Гаибназаров Б.А.,
старший преподаватель
кафедры «Горное дело»
Алмалыкского филиала ТГТУ им. И. Каримова

Maqolada quduqlarda suvchanligining tabiati va uning intensivligiga ta'sir qiluvchi omillar ko'rib chiqilgan. Karyerlarda suvli tog' jinslarida portlatish ishlarini olib borishda ushbu ishlarning tannarxini pasaytirish maqsadida BPI ni takomillashtirish muammosini hal qilish yo'llari taklif etilgan, ular suvli tog' jinslarida foydalanish uchun yangi, ilg'or va tejamkor portlovchi moddallarni yaratish, mavjud portlovchi moddalar bilan portlatish texnologiyasini takomillashtirish; tanlash va ularni muayyan sharoitlarda ishlatish; eng tejamkor portlovchi moddalar va suvli quduqlarni drenajlash yoki suvga ustuvor portlovchi moddalarni ishlatish imkonini beradigan zaryadlarni suvdan himoya qilish. Maqola mualliflari tomonidan ishlab chiqilgan quduqlardan suv va burg'i shlamlarini olib tashlash uchun maxsus suv osti qurilmasining konstruksiyasi ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: tog' jinslarining suvdorligi, portlatish ishlari tannarxi, o'z-o'zidan portlashlar ehtimoli, portlash vaqtida radlar sonining ko'payishi, kareyr suvlari mineralizatsiyasi va kislotaliligi, suvdorlik anizotropiya, eritmalarning gellari, shlamlangan quduqlar, nasos konstruksiyasi, portlatish ishlarini takomillashtirish.

В статье рассмотрены факторы, влияющие на характер и интенсивность обводнённости скважин. Предложены пути решения проблем совершенствования взрывных работ в обводнённых породах на карьерах с целью снижения их себестоимости, заключающиеся в создании новых, более совершенных и экономичных взрывчатых материалов для применения в обводнённых породах, усовершенствовании технологии ведения взрывных работ существующими взрывчатыми материалами, выборе и использовании в конкретных условиях наиболее экономичных ВВ и осушении обводнённых скважин или изоляции зарядов от воды, что позволит использовать неводоустойчивые ВВ. Рассмотрена конструкция специального погружного устройства для удаления воды и шлама из буровых скважин, разработанного авторами статьи.

Ключевые слова: обводнённость пород, стоимость взрывных работ, возможность самопроизвольных взрывов, увеличение числа отказов, минерализация и кислотность карьерных вод, обводнённость, анизотропия, гели растворов, ошламованной скважины, конструкции насосов, совершенствование взрывных работ.

Обводнённость пород вызывает значительные затруднения при их взрывании на карьерах и приводит к существенному повышению стоимости взрывных работ из-за использования дорогостоящих водоустойчивых ВВ, усложнения техники заряжания, увеличения количества отказов зарядов.

Помимо этих, общих для всех карьеров, затруднений на многих горных предприятиях сталкиваются и со специфическими трудностями, также вызванными обводнённостью пород. Присутствие агрессивной (кислой или щелочной) воды в некоторых разновидностях руд создает возможность самопроизвольных взрывов ВВ.

По отчетным данным горных предприятий, средняя стоимость взрывания обводнённых пород на карьерах почти в два раза выше, чем аналогичных по свойствам сухих пород. Наибольшие резервы снижения стоимости взрывных работ на карьерах имеются именно при взрывании обводнённых пород. Однако реализация этих резервов требует значительных усилий.

Трудоёмкость заряжания обводнённых скважин на 40-50% выше, чем сухих. При большой загруженности взрывного персонала карьеров повышение трудоёмкости работ мешает ритмичности проведения взрывов и сокращению их количества.

Увеличение числа отказов зарядов из-за обводнённости скважин вызывается несколькими причинами. К ним относятся недостаточная водоустойчивость взрывчатых материалов (в частности, детонирующего шнура), образование шламовых перемычек при

перерывах в заряжании скважин, вымывание и растворение аммиачной селитры из зарядов ВВ.

Следовательно, увеличение эффективности и снижение стоимости взрывных работ в обводнённых породах на карьерах представляет собой важную и сложную проблему. В последнее время ею занимаются многие крупные горные предприятия и исследовательские организации.

Характер и интенсивность обводнённости скважин на карьерах весьма разнообразны. На них влияет целый ряд факторов: природная обводнённость месторождения, свойства слагающих его пород (трещиноватость, состав), существующая система дренажных сооружений, глубина обрабатываемого участка месторождения, климатические особенности района и др.

В большинстве случаев карьерные воды напорные, однако, притоки воды во взрывные скважины и степень проточности могут значительно варьировать. Далекое не всегда проточность воды в скважинах оказывается значительной. Нижние горизонты карьеров обводнены обычно сильнее, чем верхние, что связано не только с увеличением водоносности нижележащих горизонтов, но и с притоком воды с вышележащих горизонтов.

Различна минерализация и кислотность карьерных вод. Показатель кислотности на месторождениях цветных металлов меняется от 1 до 8-9, т.е. агрессивные воды могут быть как кислыми, так и щелочными.

Уровень воды в обводненных скважинах и их доля в общем количестве взрывааемых скважин на разных карьерах и на разных участках одного карьера также различаются.

Увеличение трещиноватости пород сопровождается ростом коэффициента фильтрации и более активной миграцией воды. Поэтому скважины, пробуренные поблизости от бортов уступов в более трещиноватых при прочих равных условиях породах, менее обводнены, чем пробуренные в слаботрещиноватых породах. Это наблюдается при многоярдом расположении скважин: наименее обводнены скважины первого ряда, располагающиеся в зоне дополнительной трещиноватости, вызванной предыдущими взрывами, с удалением же от откоса уступа обводненность скважин увеличивается.

В настоящее время изучению гидрогеологических особенностей карьеров с позиции повышения эффективности ведения взрывных работ уделяется недостаточное внимание.

Обычно разные участки карьерного поля обводнены неодинаково – обводненность анизотропна как в плане, так и в разрезе месторождения. Поэтому для увеличения эффективности взрывных работ и правильного планирования расхода различных ВВ следует проводить районирование карьеров по вероятной обводненности взрывных скважин подобно тому, как это делается на некоторых карьерах в отношении дробимости пород взрывом.

Значительные притоки воды оказывают весьма неблагоприятное влияние на технологию заряжания скважин на карьерах. С углублением действующих карьеров и вовлечением в разработку новых месторождений полезных ископаемых со сложными гидрогеологическими условиями степень их влияния возрастает.

Заряжание обводненных скважин осуществляется преимущественно вручную гранулоломом, алюмотолом и другими дорогостоящими ВВ. Для этих условий необходим более широкий ассортимент водостойчивых дешевых ВВ. Только отсутствием таких ВВ может быть объяснено применение гранулолола в обводненных породах незначительной и средней крепости.

В последнее время все шире производят осушение скважин перед заряжением с помощью специальных установок и последующее заряжение их аммиачно-селитренными ВВ. Заряжание ведется высокопроизводительным механизированным способом, причем ВВ засыпаются непосредственно в скважину, если приток воды незначительный, или в рукава из полиэтиленовой пленки. Широкое распространение этот способ получил в США и Канаде, что позволило довести долю смесей типа АС+ДТ в общем объеме потребления ВВ до 78 % [1].

При изготовлении водостойчивых ВВ в заводских условиях с последующей упаковкой в полиэтиленовые оболочки рецептуру составляют таким образом, чтобы скорость гелеобразования была небольшой. ВВ, изготавливаемые в смесительно-зарядных машинах, должны быть текучими и в то же время водостойчивыми. Эти противоречивые требования выполняются регулированием скорости гелеобразования; пока смесь транспортируется по шлангам, консистенция ее должна быть довольно жидкая, гель должен образовываться при выходе смеси из зарядного трубопровода.

Известно также, что относительно прочные гели растворов КМЦ образуются в присутствии ионов железа (Fe^{+++}), меди (Cu^{++}) и алюминия (Al^{+++}), но их влияние на вязкость, параметры транспортирования и водостойчивость ВВ не установлено.

Таким образом, приготовление, структура и свойства гелей заслуживают пристального внимания и всестороннего исследования, тем более что в литературе часто процесс гелеобразования представляется в упрощенном виде. Отсутствие подобных исследований является тормозом для широкого внедрения водосодержащих ВВ.

В практическом плане проблема механизированного заряжания водосодержащими ВВ решается на Соколовско-Сарбайском комби-

нате с помощью ифзанитного комплекса, состоящего из нагревательно-смесительной установки НСУ для приготовления насыщенного раствора АС и транспортно-зарядной машины ТЗМ. С этой целью транспортно-зарядная машина в ходе экспериментальных исследований подвергалась неоднократным конструктивным изменениям, в результате чего она стала выдавать водосодержащую смесь ВВ с соотношением твердой и жидкой фаз 60:40.

Как показал анализ, ифзанит с таким соотношением твердой и жидкой фаз не расслаивается без загустителя, заряд оказывается сплошным, прочным и однородным по всей длине колонки.

Оказалось возможным вводить такой состав ифзанита по шлангу под столб воды, т.е. осуществить заряжение обводненных скважин. Это дало возможность без специального загустителя заряжать обводненные скважины с высотой столба воды до 6 м. Увеличение столба воды более 6 м пока сдерживается технологическими возможностями машины ТЗМ с пневматическим транспортированием водосодержащих смесей.

Исследовательские работы по заряжению ифзанитом полностью обводненных скважин продолжаются.

Качество дробления горной массы при взрывании ифзанитом, как показали данные химического анализа пробы его состава, прямо зависят от качества омасливания дизтопливом аммиачной селитры в машинах типа СУЗН, от ухода за ними. Результаты опытно-промышленных взрывов показали, что применение ифзанитов, имеющих большую объемную концентрацию энергии, позволяет значительно улучшить качество дробления горной массы при сохранении сетки скважин или расширить последнюю с образованием более компактного развала и хорошей проработки подошвы уступа с получением в обоих случаях соответствующего экономического эффекта.

Производство взрывных работ в обводненных условиях сопровождается не только увеличением их стоимости из-за применения дорогостоящих водостойчивых сортов ВВ (тротил, алюмотол), но и резким ухудшением качества взрывов вследствие довольно частых отказов зарядов, особенно при шарошечном бурении скважин [2].

Исследования показали, что отказы зарядов в обводненных скважинах шарошечного бурения связаны с интенсивным ошламованием стенок скважин и составляют в отдельных взрывах до 10-15 %.

При заряжении обводненной ошламованной скважины создаются условия, при которых колонка заряда искусственно разделяется на несколько частей буровым шламом, который препятствует передаче детонации между отдельными частями заряда. Особенно опасны длительные перерывы в заряжении одной скважины, так как образуется особенно толстая пробка. При этом наблюдались случаи частичной детонации скважинного заряда. Если взрывали нижнюю часть скважинного заряда, то наблюдался выброс тротила из верхней части заряда на поверхность блока. При взрыве верхней части заряда, т.е. части заряда, расположенной внизу скважины, оставалась не взорванной нижняя часть скважины и сверху нее находили спрессованный слой шлама толщиной до 400 мм. Наблюдались случаи, когда шлам флегматизировал заряд и детонация переходила в горение. При мокром пылеподавлении станков шарошечного бурения значительно снизилась возможность образования шламовых пробок, а, следовательно, и отказов [3].

Исследования [4] показали, что в гидрогеологических условиях примерно 97% осушенных скважин не заполняются вновь грунтовой водой в течение 10 мин и более. Этого времени вполне достаточно для заряжания ручным или механизированным способом скважины сухим рассыпным или водонаполненным ВВ, которые обычно плохо погружаются в воду.

Исследования показали, что при малой подвижности грунтовых вод (коэффициент фильтрации для железистых кварцитов $K_{cp} = 0,024 м/сут$) заряд ВВ, помещенный в осушенную скважину, находится

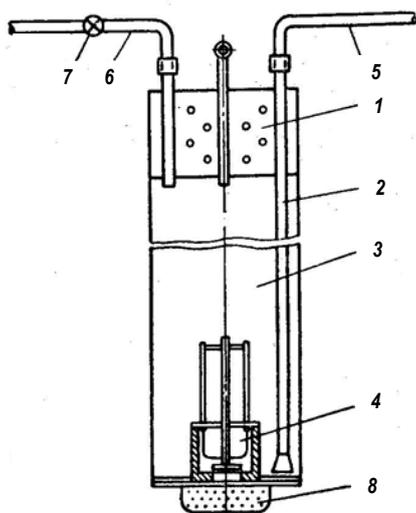


Рис. 1. Погружное устройство для удаления воды и шлама из буровых скважин: 1 – улавливающая корзинка; 2 – водоотливная труба; 3 – корпус погружного устройства; 4 – клапанная коробка; 5 – водоотливной гибкий шланг; 6 – воздушный шланг; 7 – пульт управления; 8 – храпок

как бы в замкнутом сосуде. При этом вынос раствора аммиачной селитры незначителен, а уменьшение высоты колонки ВВ на 15-20 % происходит в основном за счет уплотнения и частичного растворения заряда при наполнении скважины водой.

Для механизированного осушения скважин были изучены различные конструкции насосов [5], а некоторые из них были опробованы в производственных условиях. Было установлено, что ни одна из рассмотренных конструкций не удовлетворяет предъявленным к ним требованиям. Авторами статьи был разработан и изготовлен в мастерских рудника специальный погружной насос, получивший в дальнейшем название погружного устройства (ПУ) (рис. 1).

Чрезвычайно простая конструкция ПУ обеспечивает его надежность и долговечность. Исследования показали, что производительность погружного устройства зависит от ряда конструктивных параметров (диаметра и длины ПУ, конструкции клапана, диаметра шлангов и проходных отверстий и т.д.) и практически не зависит от высоты столба воды в скважине (в пределах глубины 12-17 м).

Библиографический список:

1. Закалинский В.М., Медведев Г.Н., Павлютенков В.М., Фролов А.П., Шинин В.П. Опыт механизированного заряжания обводнённых скважин // В сб. Взрывное дело: совершенствование буровзрывных работ в горном деле. – №77/34. – М.: Недра, 1976. – С. 226-230.
2. Давыдов Б.С., Музаритис А.С., Колесниченко И.Т. Новая технология заряжания обводнённых скважин на карьерах / В сб. Взрывное дело: развитие теории и практики взрывного дела. – №71/28. – М.: Недра, 1972. – С. 184-190.
3. Семенко П.И. и др. Пылеулавливание при шарошечном бурении // Горный журнал, 1968. – № 4. – Москва: АО «Издательский дом «Руда и Металлы». – С. 34-36.
4. Давыдов Б.С. и др. Применение зерногранулиита 80/20 в обводнённых условиях // Горный журнал, 1969. – № 9. – Москва: АО «Издательский дом «Руда и Металлы». – С. 66-69.
5. Пак В.С., Гейер В.Г. Рудничные вентиляционные и водоотливные установки. – М.: Углетехиздат, 1955. – 427 с.

Время откачки воды из скважины, кроме того, зависит от гидрогеологического режима. Совершенствование взрывных работ в обводнённых породах на карьерах с целью снижения их себестоимости является важной технической и производственной задачей.

Основные научные и практические результаты, полученные при выполнении научно-исследовательской работы, заключаются в следующем:

- обводнённость пород вызывает значительные затруднения при их взрывании на карьерах и приводит к существенному повышению стоимости взрывных работ из-за использования дорогостоящих водоустойчивых ВВ, усложнения техники заряжания, увеличения количества отказов зарядов;
- средняя стоимость взрывания обводнённых пород на карьерах почти в два раза выше, чем аналогичных по свойствам сухих пород. Наибольшие резервы снижения стоимости взрывных работ на карьерах имеются именно при взрывании обводнённых пород. Однако реализация этих резервов требует значительных усилий;
- увеличение числа отказов зарядов из-за обводнённости скважин вызывается несколькими причинами. К ним относятся недостаточная водоустойчивость взрывчатых материалов, образование шламовых перемычек при перерывах в заряжении скважин, вымывание и растворение аммиачной селитры из зарядов ВВ;
- совершенствование взрывных работ в обводнённых породах и снижение их стоимости возможно несколькими путями, основными из которых являются: создание новых, более совершенных и экономичных взрывчатых материалов для применения в обводнённых породах, усовершенствование технологии ведения взрывных работ существующими взрывчатыми материалами, выбор и использование в конкретных условиях наиболее экономичных ВВ и осушение обводнённых скважин или изоляция зарядов от воды, что позволяет использовать неводоустойчивые ВВ;
- изучение гидрогеологических особенностей карьеров применительно к условиям производства взрывных работ позволит составлять прогнозные карты обводнённости взрывных скважин в пределах карьерных полей для обоснования планирования взрывных работ;
- для каждого карьера, участка карьерного поля или группы уступов необходимо подбирать наиболее экономичные и технически целесообразные марки взрывчатых материалов в зависимости от конкретных горно-геологических условий, среди которых одним из главных является обводнённость скважин.

МОДЕЛИРОВАНИЕ ТЕКТОНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ РАЙОНА УГОЛЬНОГО РАЗРЕЗА «АНГРЕНСКИЙ» ДО ПРОВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ



Сайидкасимов С.С.,
профессор кафедры
«Маркшейдерское дело и геодезия»
ТГТУ им. И. Каримова, д.т.н.



Сохибов И.Ю.,
старший преподаватель
кафедры «Горное дело» Алмалыкского
филиала ТГТУ им. И. Каримова

Maqolada tog' jinslarining keskin deformatsiyalangan holatidagi o'zgarishlarni baholash va yana tog' -kon ishlarigacha bo'lgan maydon zonasida gravitatsion tipdagi vodiyning tektonik holatini elementar modellashtirish va bunday modellashtirish natijalari asosida "Angren ko'mir koni" bortlarining turg'unligini baholash ko'zda tutilgan. Xavfli geologik jarayonlarning rivojlanishiga ta'sir qiluvchi tabiiy va texnogen omillar bilan bir qatorda, konning odatda uchastkalaridan birining muhandislik-geologik sharoitlari tavsifi berilgan. Tadqiqot natijalari xavfli jarayonlarni prognoz qilish va himoya choralarini ko'rish uchun muhimdir.

Tayanch iboralar: graben-sinklinal, kuchsiz kuchli formatsiyalar, paleozoy, depressiya, ko'tarilishlar, gipoteza, deformatsiya, tektonik plitalar, yakuniy elementli modellashtirish, havfli geologik jarayon, muhabdis-geologik sharoit, texnogen omillar.

Статья посвящена оценке изменения напряженно-деформированного состояния массивов горных пород и конечно-элементному моделированию тектонического состояния долины гравитационного типа в зоне месторождения до проведения горных работ, а так же на основе результатов моделирования, показана оценка устойчивости бортов угольного разреза «Ангренский». Дается описание инженерно-геологических условий одного из типичных участков месторождения, а также природных и техногенных факторов, влияющих на развитие опасных геологических процессов. Результаты исследований важны для прогнозирования опасных процессов и принятия защитных мер.

Ключевые слова: грабен-синклиналь, слабопрочные образования, палеозой, депрессия, взбросо-надвиги, гипотеза, деформация, тектонические плиты, конечно-элементное моделирование, опасный геологический процесс, инженерно-геологические условия, техногенные факторы.

В орографическом отношении Ангренское месторождение занимает часть межгорной долины р. Ахангаран между поселком Аблык на юго-западе и Ахангаранской плотиной на северо-востоке. Долина ограничена восточными отрогами Тянь-Шаньской горной системы: с севера – Чаткальским хребтом, с юга – Кураминским. Высота горных хребтов до 3000 м. Наиболее высокая точка в окрестностях долины – гора Бабайтаудор (+3654 м).

На границе с предгорьями, которые выражаются в рельефе крутыми (до 40°) склонами, абсолютные высоты достигают 1000-1100 м.

В современном структурном плане Ангренское месторождение приурочено к Ангренской депрессии, которая представляет собой в верхней части долины (зона Ангренского месторождения) корытообразную грабен-синклиналь шириной $l_d = 6$ км.

Альтернативная гипотеза трёх тектонических плит объясняет образование в долине разрывных структур в виде взбросо-надвигов тангенциальными деформациями, происходящими якобы от взаимодействия плит Кураминского поднятия и Чаткальского горста на плите-основании, верх которой обнажается долиной (рис. 1). Сейсмичность района по СНиП И-7-81 составляет 8 баллов [1].

Следует иметь ввиду, что сказанное выше наводит на мысль о внешнем силовом поле, действующем на зону месторождения, но численные величины напряжений силового поля не известны.

Дно долины в районе месторождения имеет высоту до 1020 м, а высота предгорий достигает более 3000 м над уровнем моря. Таким образом, схема модели предусматривает сечение долины с предгорьями, с максимальной высотой склонов 2000 м (рис. 2).

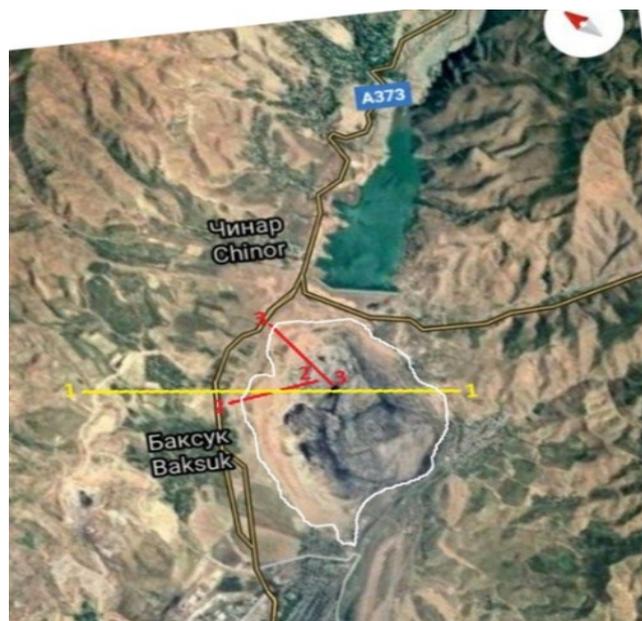


Рис. 1. План местности вблизи разреза «Ангренский»: сечение долины Ахангаран в районе месторождения

Все результаты правой стороны модели будут симметрично перенесены на левую сторону.

Применяемое для конечно-элементного моделирования напряжённого состояния системы «Долина – предгорья» программное

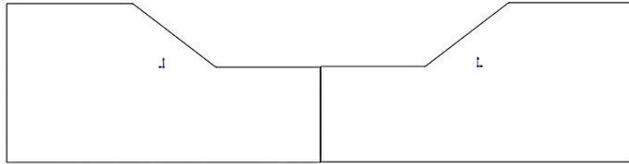


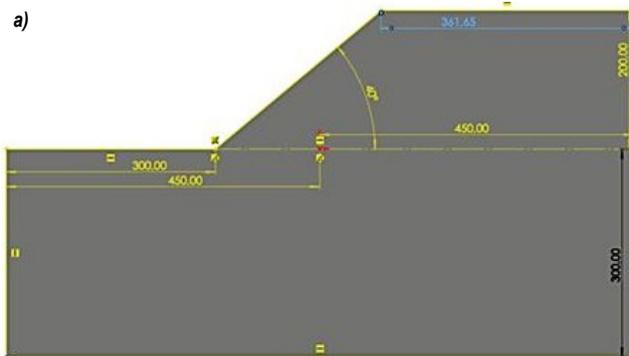
Рис. 2. Схема сечения Ангренской депрессии в районе угольного разреза «Ангренский»

Таблица 1
Расчет требуемых размеров системы и модели

	$h_x, м$	$\alpha, °$	$l_{Дx}, м$	$L, м$	$\Delta_x, м$	$\Delta_y, м$	N	Примечание
Система	2000	40	6000	2384	2716	3000	10	Требуемый размер системы: 5000 м по вертикали, 8100 м по горизонтали. Тогда $N = 8100/900 = 9$. Принимаем $N = 10$.
Модель	200	40	600	238,4	271,6	300,0	10	

Таблица 2
Средние величины свойств палеогеновых отложений

Литологическая разность (поверхность ослабления)	Объёмный вес, $\gamma (т/м^3)$	Угол внутреннего трения, $\varphi, °$	Сцепление, $C (Мпа)$
P_2^3 Известняки	2,36	30	0,059
Песчаники	2,18	24	0,116
Глины	2,20	23	0,590
Мергели	2,31	26	0,165
P_2^2 Известняки	2,39	27	0,284
Мергели	2,63	30	0,535
P_2^1 Песчаники	2,08	28	0,434
Глины опоквидные	1,97	30	0,306
K_2 Песчаники	2,18	20	0,164
Глины	2,04	22	0,055
Алевролиты	2,07	14	0,180
Юра Каолин пестроцветный	2,00	13	0,290
Каолины серые	2,09	13	0,270
Алевролиты	1,98	28	0,100
Песчаники	2,20	25	0,072
Внутрипластовые породы	2,03	20	0,170
Аргиллиты	2,14	12	0,400
Алевролиты	2,01	28	0,102



обеспечение (далее ПО) не допускает размеры модели более 900 м [2]. Использование данного ПО возможно при условии сжатия тяжёлого пространства для модели в N раз $h_M = h_0 : N$ и увеличения объёмного веса модели в N раз $\gamma_M = \gamma_0 : N$. При этом весовые напряжения в отдельных точках сжатой модели будут соответствовать объекту. Величина ε будет одинакова при том же модуле деформации, а смещения точек объекта будут кратны смещениям модели с множителем N , что видно из равенств (1), (2), (3):

$$\sigma_M = \gamma_M \cdot h_M = \gamma_M \cdot h_0 : N = \gamma_0 \cdot h_0 = \sigma_0 = \sigma \quad (1)$$

$$\varepsilon = \sigma : E = v_0 : h_0 = v_M : h_M \quad (2)$$

$$v_0 = \varepsilon \cdot h_0 = N \cdot h_M \cdot \varepsilon = N \cdot v_M \quad (3)$$

где, σ_M – напряжение от веса полуплоскости в модели;

σ_0 – напряжение от веса полуплоскости в объекта;

γ_M – объёмный вес модели;

γ_0 – объёмный вес объекта;

h_M – высота в полуплоскости модели;

h_0 – высота в полуплоскости объекта;

ε – относительная деформация;

E – модули линейной деформации;

v_0 – смещения точек объекта;

v_M – смещения точек модели.

В методе конечных элементов для тяжёлой полуплоскости, как правило, необходимо рассматривать размеры области, превышающей размеры исследуемого объекта на величину Δ (добавочный размер). Это вызвано необходимостью обеспечения граничных условий области модели, принимая их близкими к значениям нетронутого массива. Оценим размеры модели симметричной долины, рассматривая далее только правую половину системы «долина-предгорье» (табл. 1, рис. 3а).

Как показано на рис. 3б половина сечения симметричной долины с предгорьями, по левой грани оперта по условию симметрии. Точки правой грани имеют с глубиной одинаковые смещения и напряжения с одноуровневыми точками отбрасываемой правой части горного массива. Активной внешней нагрузкой является сила веса.

Механические характеристики для палеогеновых отложений, начиная с Туркестанского яруса, исключая строки отсутствия прочностных свойств, строки углей и преобразуя величины к системе СИ (табл. 2) [3].

Принятые значения осреднения свойств пород приведены в табл. 3.

Для моделирования необходимы также свойства, приведенные в табл. 4, которые связаны со свойствами из табл. 3 ниже следующими формулами.

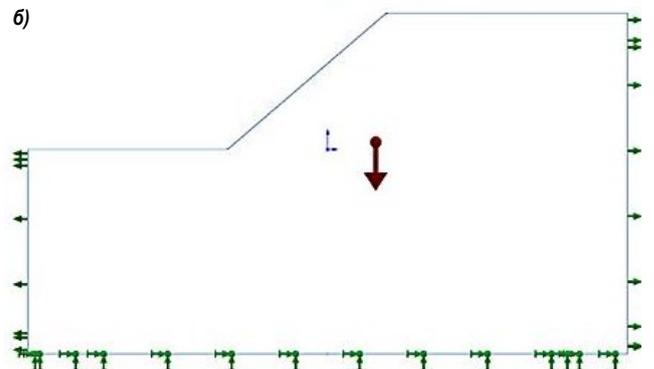


Рис. 3. Размеры модели симметричной долины: а – принятые размеры модели: б – схема опирания и нагружения модели

Применяя зависимости паспорта прочности горной породы, для расчётных пределов прочности породы имеем:

$$\alpha_{II} = 45^\circ - \varphi/2 = 33,5^\circ, \quad 2C = 0,6 \text{ МПа}, \quad X = \nu/(1-\nu) \quad (4)$$

$$\sigma_c = 2C / \text{tg} \alpha_{II} = 0,907 \text{ МПа}, \quad \sigma_p = 2C \cdot \text{tg} \alpha_{II} = 0,397 \text{ МПа} \quad (5)$$

Обратив корреляционную формулу $\sigma_c(E)$, [4] получим:

$$E = [\text{МПа}] = (\sigma_c [\text{МПа}] / 42 + 1,06) 10^4 = 1,0816 \cdot 10^4 \text{ МПа} \quad (6)$$

$$G = E / 2(1+\nu) = 4340 \text{ МПа} \quad (7)$$

где α_{II} – наклон предельной площадки к главному напряжению;

σ_c – пределы прочности на сжатие;

φ – угол внутреннего трения;

X – боковая опора;

ν – коэффициенты Пуассона;

G – сдвиговая деформация.

Величины упругих и прочностных свойств пород, окружающих долину, как видно из табл. 2 и 4 не высокие.

Моделирование и анализ результатов.

Общие параметры модели приведены в табл. 5, а разбиение модели на конечные элементы показано на рис. 4. Величины смещений долины представлены в виде изолиний (рис. 5, 6) по данным табл. 6, 7. По изолиниям оседаний (рис. 5, табл. 6) видно, что максимальное оседание 23,11 м соответствует верхней правой точке массива. При этом оседание массива, приближаясь к склону, охватывает более верхние точки массива слева. Чем левее, тем выше равные по смещениям точки. В этом проявляется эффект долины, разгружающий вертикальные напряжения силы тяжести вблизи склона. Даже нижняя красная изолиния ещё сохраняет малую кривизну, хотя почти выровнена.

В полупространстве изолинии U_y являются горизонтальными. Очевидно, что оседания больше там, где глубина от дневной поверхности больше.

В табл. 6, 7 сведены результаты смещений для долины. ($h > 0$ – над долиной | $h < 0$ – под долиной).

Таблица 3

Значения осреднения свойств пород

Свойства	Система	Модель	Коэффициент вариации, V (%)
Объёмный вес, γ (Т/м ³)	2,159	21,590	8
Угол внутреннего трения, φ°	23	23	27
Сцепление, C (Мпа)	0,3	0,3	50

Таблица 4

Прочностные и упругие свойства пород

σ_c , МПа	σ_p , МПа	E , МПа	ν	χ	G , МПа
0,907	0,397	10816	0,23	0,3	4397

Таблица 5

Общие параметры модели

Кол-во узлов	Кол-во элементов	Кол-во уравнений	Толщина модели, м	Радиусы скруглений верхней и нижней бровки склона, м
94463	58898	280656	20	20

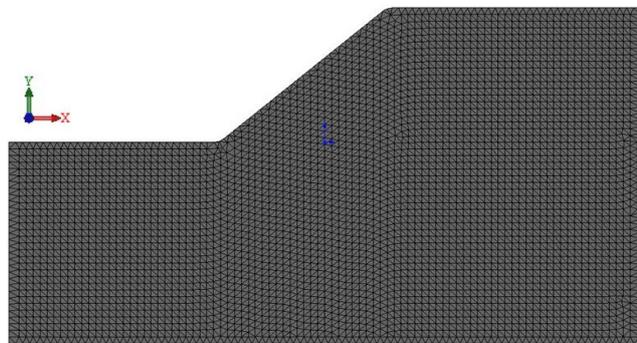


Рис. 4. Конечно-элементная сетка модели

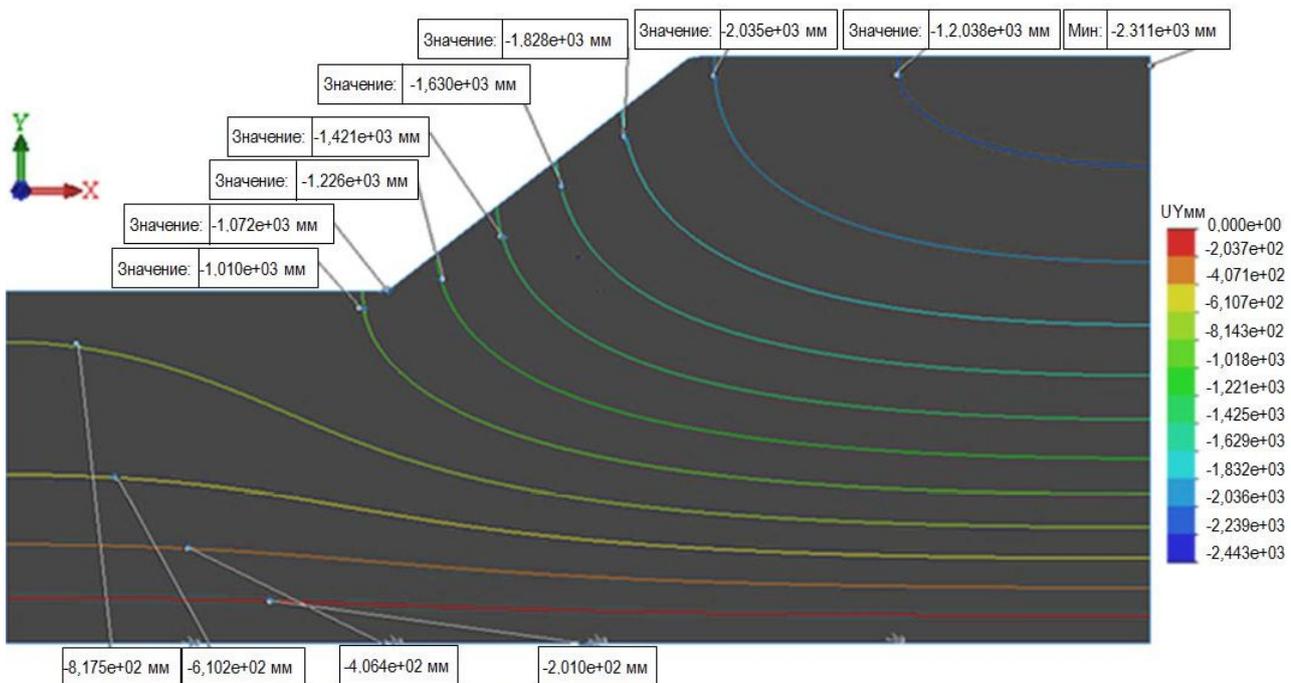


Рис. 5. Эпюры смещений $U_y/10$, мм

Смещения, U_y

Таблица 6

N	h, м	U_y , м	N	h, м	U_y , м
1	2000	22,4	7	0	10,1
2	2000	20,4	8	-435	8,18
3	1540	18,3	9	-1550	6,10
4	1100	16,3	10	-2180	4,06
5	714	14,2	11	-2600	2,01
6	333	12,3	-	-	-

Примечание: N – номер линии, начиная с правой вверху

Смещения, U_x

Таблица 7

N	h, м	U_x , м	N	h, м	U_x , м
1	1730	2,40	7	269	0,43
2	1440	2,04	8	0	0,12
3	1160	1,71	9	-	-0,194
4	901	1,42	10	-	-0,524
5	682	1,05	11	-	-0,841
6	460	0,81	-	-	-

Примечание: N – номер линии, начиная с левой вверху

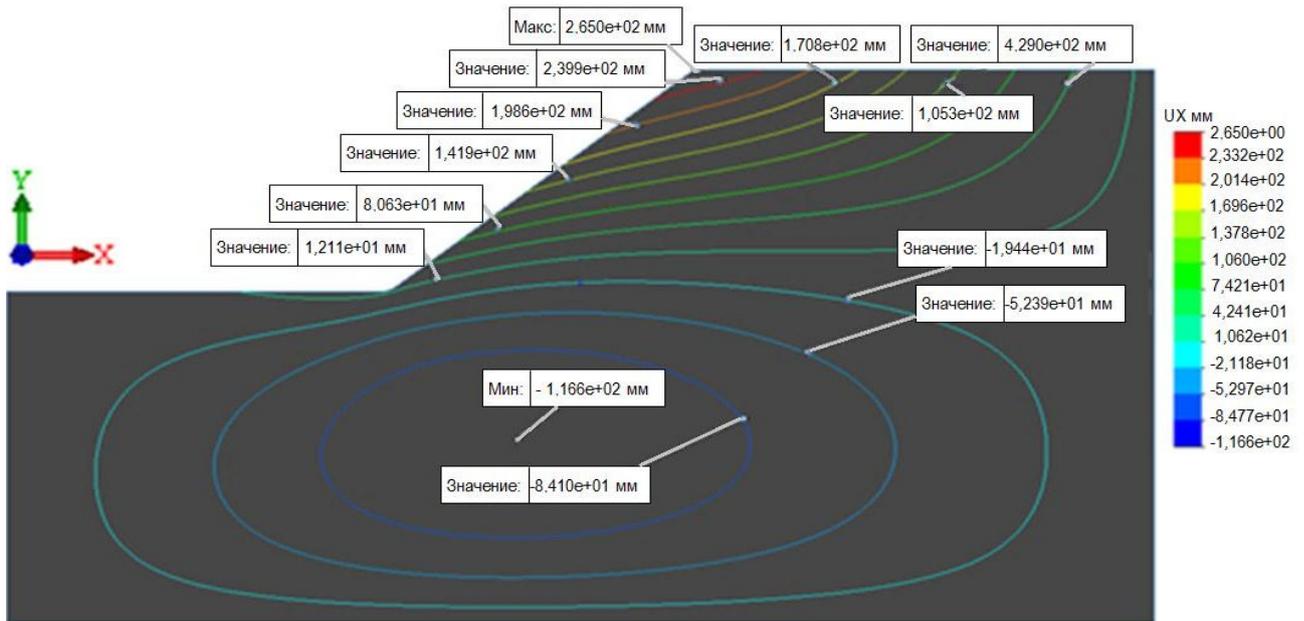


Рис. 6. Эпюры смещений $U_x/10$, мм

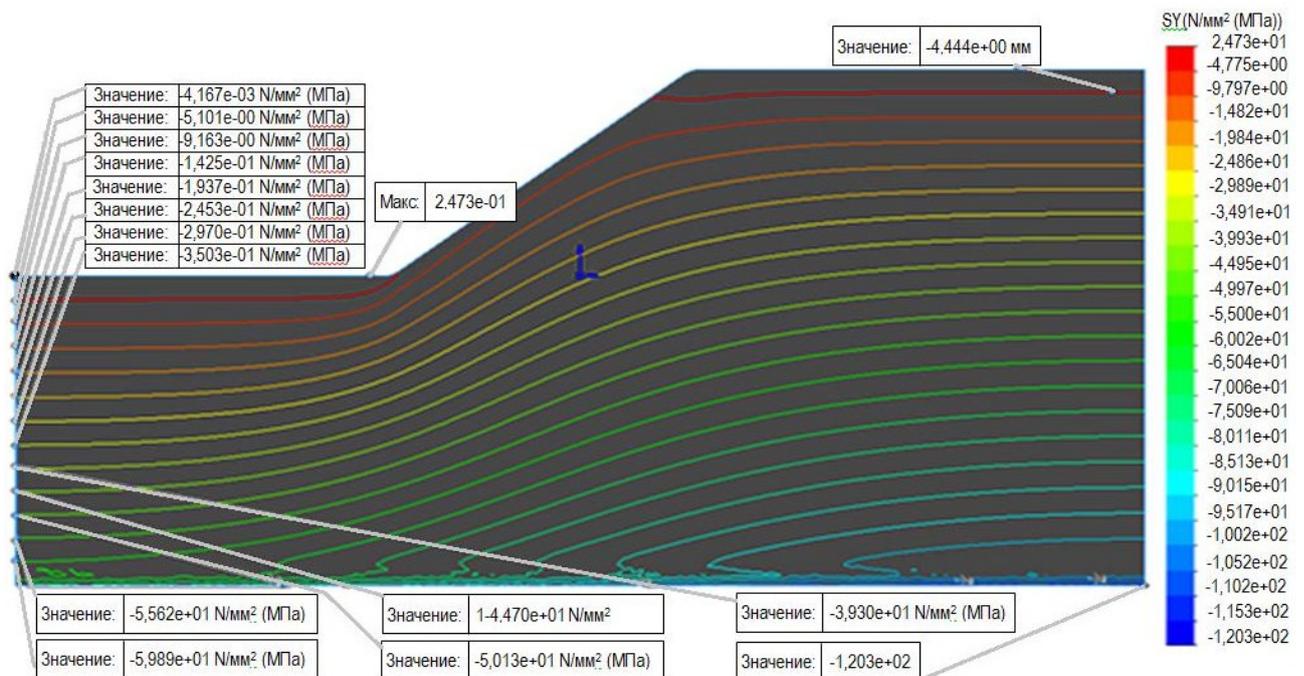


Рис. 7. Нормальные вертикальные напряжения σ_y с шаблоном глубин 600 м

По изолиниям горизонтальных смещений U_x (рис. 6, табл. 7) видно, что максимальное смещение 2,65 м соответствует верхней бровке массива. При этом смещения точек, удаляясь от склона вправо, охватывают более верхние точки массива справа. Чем правее, тем выше равные по смещениям точки. Справа от склона в конечном итоге изолинии, расположенные выше долины выходят на верхнюю площадку массива, приближаясь к правому краю модели к вертикали [5]. В полупространстве изолинии U_x являются вертикальными. Однако, изолинии (9-11) ниже дна долины не выходят куда либо, а замыкаются в подобные эллипсам концентрические фигуры, имеющие отрицательные смещения, как целое, с экстремальной точкой в центре ($h = -1340$ м), смещённой на $U_x = -1,166$ м против направления оси X. Это объясняется оседанием верха массива, усиливающимся с удалением от склона вправо, что приводит массы нижележащего уровня к вытеснению с правого края влево. Вследствие этого, горизонтальные смещения увеличиваются в нагорной части в направлении склона, а под уровнем дна долины, будучи зажатыми всюду, перемещаются в направлении к точке экстремума ($h = 1340$ м).

Описанный выше характер смещений U_y и U_x выявляет особенности напряжённого состояния предгорий и долины до начала горных работ. Напряжённое состояние долины представлено эпюрами.

Изолинии нормальных вертикальных напряжений σ_y , как бы повторяют контуры верхней площадки долины и склона. График изменения напряжений среднего сечения долины (левый край модели) представляет прямую линию (рис. 7). Напряжения на поверхности дна долины сравнительно малые величины с максимальным значением $\sigma_y = 0,25$ МПа на 170 м левее нижней бровки склона.

Эти напряжения растягивающие и возникают вследствие того, что, на склоне смещения U_y , направлены вниз и U_x , направлены вправо и как бы «уменьшают» наклон склона, что приводит к появлению растяжения вблизи нижней бровки.

Как показано на рис. 8, растягивающие напряжения быстро затухают. В самой же нижней бровке происходит сжатие $\sigma_y = -2,78$ МПа (рис. 8). В табл. 8 приведено расчетное положение начал в плане для профилей п2 и п3 относительно левого конца профиля п1, а в табл. 9 представлено изменение σ_y по глубине до 600 м в нижней бровке (нижняя бровка), в начале профилей п2 и п3.

Из табл. 9 видно, что п2 и п3 имеют напряжения близкие к теоретическим $\sigma = \gamma \cdot h$ и, как видно по шаблону, пересекаются двумя горизонтальными изолиниями, на этом участке.

Изолинии нормальных горизонтальных напряжений σ_x (рис. 10) характеризуются заметной криволинейностью. Это означает, что двум точкам одинаковой глубины будут соответствовать разные напряжения.

Изолинии нагорной части примыкают к углам и склону, а под дном долины (в пределах шаблона) изолинии полого наклонены к горизонтали. Наклон увеличивается с глубиной от дна долины. Отрицательность величин напряжений показывает, что они сжимающие. График отмеченных в центре долины глубин (левый край модели) показан на рис. 11. Дно долины характеризуется участком сжатия вблизи нижней бровки с последующим участком растяжения, рис. 12. Максимум растяжения ($\sigma_x = 1,690$ МПа) удалён от нижней бровки на 800 м. В точке: п2- $\sigma_x = 1,555$ МПа, п3- $\sigma_x = 1,316$ МПа (длина проекции точек на 1-1- 240 м).

В табл. 10 приведены напряжения σ_x и ортогональные им напряжения бокового отпора σ_z - третье главное напряжение (вдоль долины) и теоретический отпор σ_b под дном для точек п2 и п3. Наличие у поверхности дна растягивающих напряжений обеспечивает возникновение вертикальных трещины отрыва, тем глубже, чем ближе они к нижней бровке. [6] Нижней границей зоны растяжения можно считать верхнюю изолинию (0,069 МПа) под дном долины, секущую п2 на глубине 101 м. Поэтому высоту отрыва в ней

считаем 101 м, а в точке п3- 99 м. Координаты ряда точек относительно нижней бровки приведены в табл. 11.

На рис. 13 показаны изолинии напряжений τ_{xy} и два графика его изменения.

Величина напряжения вдоль долины под дном определяется суммой боковых отпоров, генерируемых напряжениями долины σ и σ_x согласно (8)

$$\sigma_z = \sigma_{\delta y} + \sigma_{\delta x} \quad (8)$$

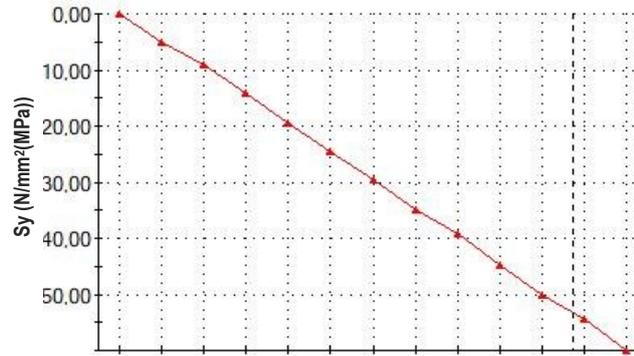


Рис. 8. Изменение σ_y по центру долины до глубины 2760 м

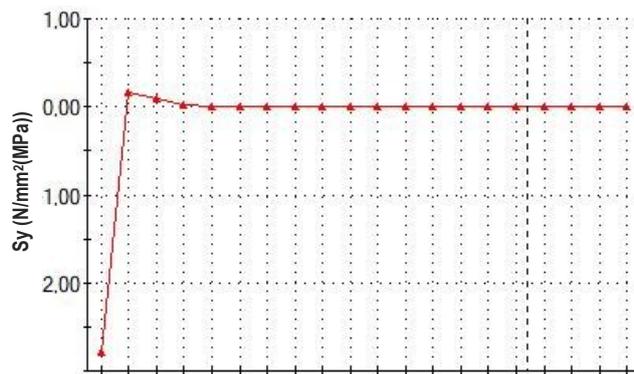


Рис. 9. Изменение σ_y на дне долины от нижней бровки до центра долины

Таблица 8
Проекция точек начала профилей п2, п3 на п1, м

Диапазон	Величина	Длина	Примечание
1 лев. – 2 лев.	2100	1320 (132)	проекция в плане (в модели)
1 лев. – 2 прав.	3420	1380	профиль п2
1 лев. – 3 лев.	2640	1080 (108)	проекция в плане (в модели)
1 лев. – 3 прав.	3720	1680	профиль п3
$\alpha_2, ^\circ$	1-2	17	наклон п2 к 1-1
$\alpha_3, ^\circ$	1-3	-50	наклон п3 к 1-1

Таблица 9
Изменение σ_y по глубине под дном, МПа ($\gamma=2,159$ Т/м³ $g=9,81$ м/с²)

Глубина, м	Нижняя бровка	п2	п3	σ
0	-2,8	22e-3	35e-4	0
-75	-7,5	-1,5	-1,5	-1,59
-150	-9,4	-3,2	-3,1	-3,18
-225	-11,3	-4,8	-4,7	-4,77
-300	-13,2	-6,3	-6,3	-6,35
-375	-15,1	-7,9	-7,8	-7,94
-450	-17,0	-9,5	-9,6	-9,53
-525	-18,9	-11,3	-11,7	-11,12
-600	-20,8	-13,4	-13,3	-12,71

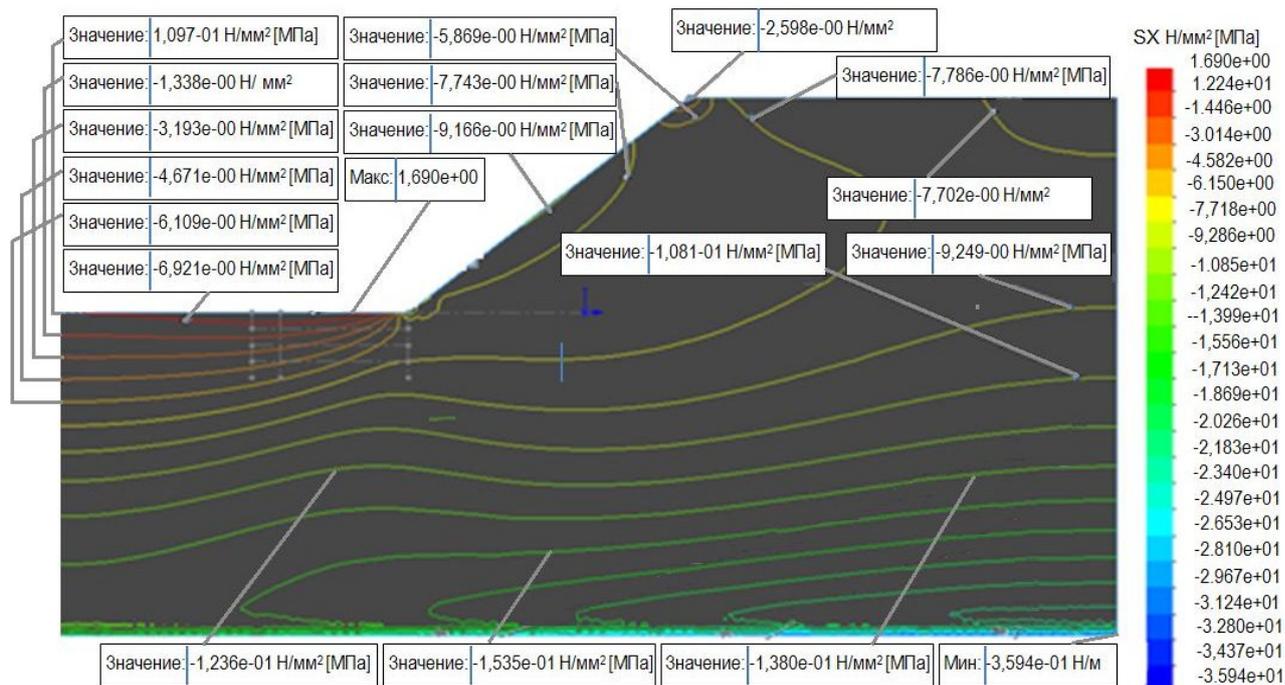


Рис. 10. Нормальные горизонтальные напряжения σ_x с шаблоном глубин 600 м

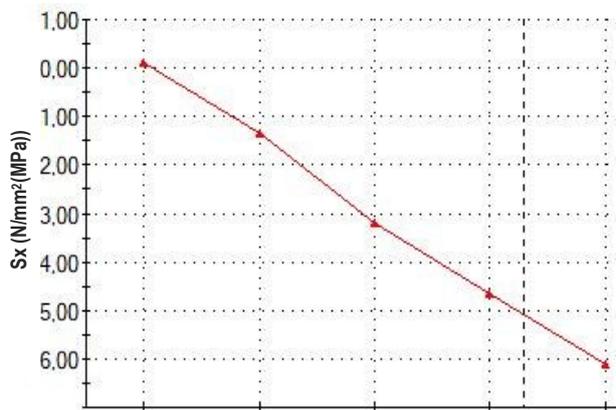


Рис. 11. Изменение σ_x в центре долины до глубины 600 м

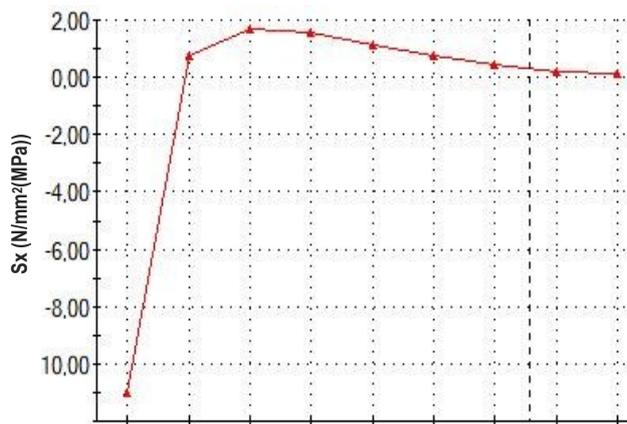


Рис. 12. Распределение σ_x от нижней бровки до центра долины

Таблица 10
Изменение σ_x по глубине под дном, МПа ($X = 0,3 / \sigma_{6x} = \sigma_x \cdot X / \sigma_{6y} = \sigma \cdot X$)

Глубина, м	Нижняя бровка	n2	σ_{6x2}	n3	σ_{6x3}	σ_{6y}
0	-10,89	1,56	0,47	1,32	0,40	0
-75	-7,08	0,44	0,13	0,38	0,11	-0,48
-150	-6,66	-0,59	-0,48	-0,48	-0,14	-0,95
-225	-6,82	-1,51	-0,45	-1,48	-0,44	-1,43
-300	-7,02	-2,40	-0,72	-2,24	-0,67	-1,91
-375	-7,31	-3,61	-1,08	-3,00	-0,90	-2,38
-450	-7,66	-4,46	-1,34	-3,88	-1,16	-2,86
-525	-8,12	-5,06	-1,52	-4,65	-1,39	-3,34
-600	-8,42	-5,98	-1,79	-5,55	-1,66	-3,81

Таблица 11
Координаты точек изолинии 0,069 МПа

y, м	0	34,5	67,5	96,2	101	99	94,1	80,2	70,1	46	35,8	0
x, м	320	480	700	920	1070	1320	1450	1660	1880	2130	2350	2660

Направленность изолиний в нагорной части и под нижней бровкой крутая, а на самом склоне и под дном наклонная. Отрицательность величин напряжений показывает, что они сжимающие. Величины напряжений в нагорной части возрастают в направлении склона, а в зоне дна в направлении нижней бровки. [7]

Таким образом, на базе выполненного конечно-элементного моделирования напряженно-деформированного состояния поперечного сечения долины в зоне угольного разреза Ангренский получены эпюры вертикальных смещений U_y , а также табличные значения этих величин. $U_{y_{max}} = 23,11$ м соответствует верхней правой точке массива. При этом оседание массива, приближаясь к склону, охватывает более верхние точки массива слева. Чем левее, тем выше равные по смещениям точки. В этом проявляется эффект долины, разгружающий вертикальные напряжения силы тяжести вблизи склона, поэтому в полупространстве изолинии U_y являются горизонтальными. Очевидно, по глубине массива от дневной поверхности оседания закономерно увеличивается.

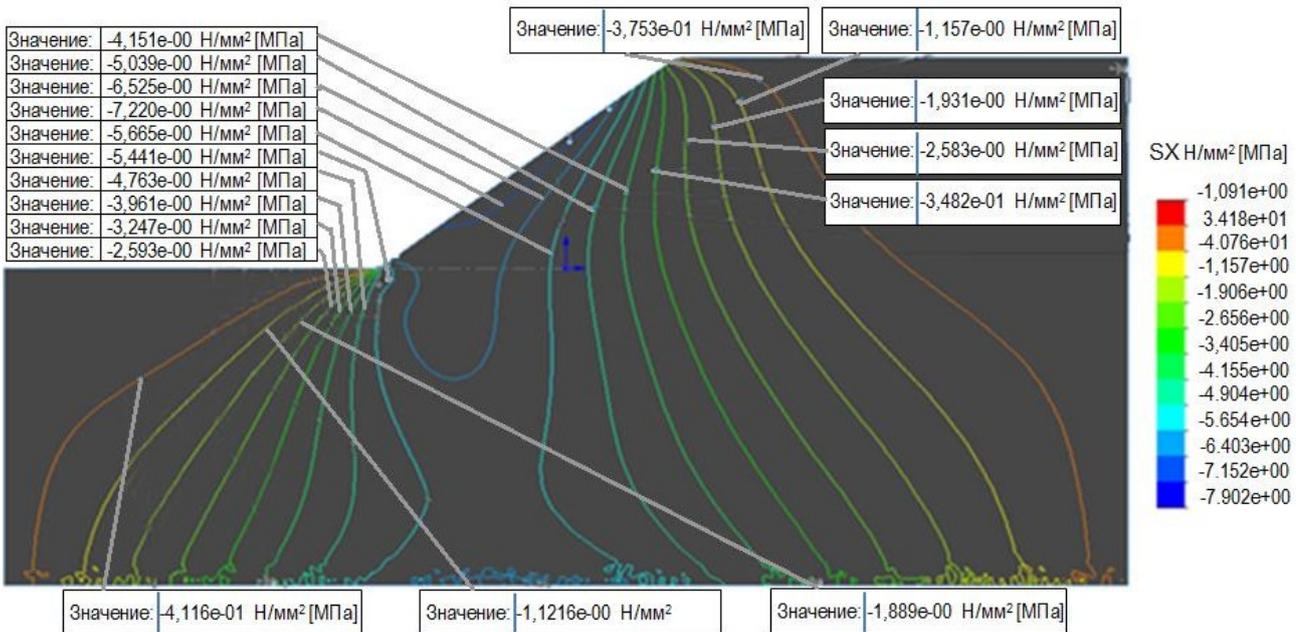


Рис. 13. Касательные напряжения τ_{xy} с шаблоном глубин 600 м

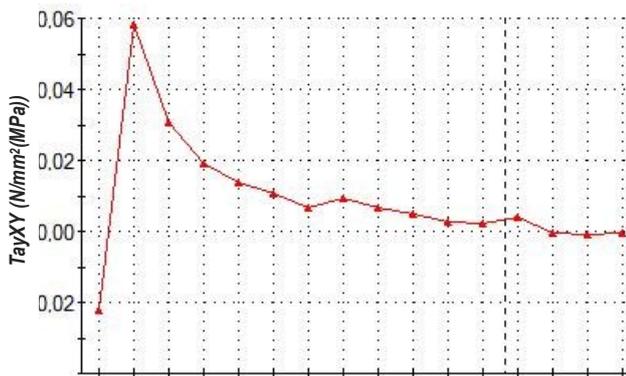


Рис. 14. Распределение τ_{xy} от нижней бровки до центра долины

Получены эпюры горизонтальных смещений U_x , а также табличные значения этих величин, максимальное смещение 2,65 м соответствует верхней бровке массива. При этом смещения точек, удаляясь от склона вправо, охватывают более верхние точки массива справа.

Чем правее, тем выше равные по смещениям точки. Справа от склона в конечном итоге изолинии, расположенные выше долины выходят на верхнюю площадку массива, приближаясь у правого края модели к вертикали, в полупространстве изолинии U_x являются вертикальными.

Изолинии (9-11) ниже дна долины замыкаются как имеющие отрицательные смещения, с экстремальной точкой в центре ($h = -1340$ м), смещённой на $U_x = -1,166$ м против направления оси X . Это объясняется оседанием верха массива, усиливающимся с удалением от склона вправо, что приводит массы нижележащего уровня к вытеснению с правого края влево.

Вследствие этого, горизонтальные смещения увеличиваются в нагорной части в направлении склона, а под уровнем дна долины, будучи зажатыми всюду, перемещаются в направлении к точке экстремума ($h = -1340$ м). Характер смещений U_y и U_x выявляет

особенности напряжённого состояния предгорий и долины до начала горных работ.

Полученные эпюры вертикальных нормальных напряжений σ_y , повторяют контуры верхней площадки, долины и склона. График изменения напряжений среднего сечения долины (левый край модели) представляет прямую линию. Напряжения на поверхности дна долины сравнительно малые величины имеют максимальные значения $\sigma_y = 0,25$ МПа, на горизонте 170 м левее нижней бровки склона. Эти напряжения растягивающие и возникают вследствие того, что, на склоне смещения U_y , направлены вниз и U_x , направлены вправо и как бы «уменьшают» наклон склона, что приводит к появлению растяжения вблизи нижней бровки. Как показано на рис. 9, растягивающие напряжения быстро затухают.

В самой же нижней бровке происходит сжатие $\sigma_y = -2,78$ МПа. Для профилей п2 и п3 и нижней бровки получены табличные значения изменений σ_y по глубине до 600 м в нижней бровке. Показано, что в точках п2 и п3 напряжений σ_y с глубиной близки к теоретическим для полупространства.

Полученные эпюры горизонтальных нормальных напряжений σ_x , особо характеризуется в нагорной части массива и под уровнем дна долины. Изолинии нагорной части примыкают к углам и склону, а под дном разреза (в пределах шаблона) изолинии направлены полого.

Изменение σ_y в центре долины по глубине показано на рис. 11. Дно долины характеризуется участком сжатия вблизи нижней бровки с последующим участком растяжения, (рис. 12). Максимум растяжения ($\sigma_x = 1,690$ МПа) удалён от нижней бровки на 800 м. В точке: п2 - $\sigma_x = 1,555$ МПа, п3 - $\sigma_x = 1,316$ МПа.

Приведенные напряжения σ_x и ортогональные им напряжения бокового отпора σ_z (табл. 10) второе главное напряжение (в плоскости долины) под дном для точек п2 и п3.

Ввиду наличия зоны растяжения в точках п2 и п3 до глубины 225 м напряжения долины σ_x несколько меньше напряжений теоретического отпора σ_b , а далее превышают их. Наличие у поверхности дна растягивающих напряжений обеспечивает возникновение вертикальных трещины отрыва, тем глубже, чем ближе она к нижней бровке. В связи с этим, напряжения σ_x имеют важное значение для

механизма потери устойчивости борта разреза. Нижней границей зоны растяжения можно считать верхнюю изолинию (0,069 МПа) под дном долины, секущую p_2 на глубине 101 м. Высоту отрыва в ней считаем 101 м, а в точке p_3 - 99 м.

Направленность изолиний δ_x в нагорной части крутая, а на склоне и под дном более наклонная.

Величины напряжений в нагорной части возрастают в направлении склона, а в зоне дна – в направлении нижней бровки.

Из табл. 11 видно, что в целом дно долины имеет две симметричные зоны растяжения длиной по 2340 м. В полученной эпюре сдвигающих напряжений τ_{xy} направленность изолиний в

нагорной части и под нижней бровкой крутая, а на самом склоне и под дном более наклонная.

Отрицательность величин напряжений показывает, они направлены вниз для вертикальных площадок и влево для горизонтальных площадок в массиве.

Величины напряжений в нагорной части возрастают в направлении склона, а в зоне дна в направлении нижней бровки.

Величины напряжений τ_{xy} в пределах шаблона глубиной 600 м имеют значения вблизи изолинии -0,412 МПа, а в нижней бровке - 4,83 МПа. На дне долины значения τ_{xy} представлены на рис. 14, а в центре долины $\tau_{xy} = 0$.

Библиографический список:

1. Исоматов Ю.П., Сохибов И.Ю. Об истории геологического развития Ангрэнского угольного месторождения. Центральнаяазиатский журнал теоретических и прикладных наук. ISSN: 2660-5317. – Том 2. Испания, 06 июня 2021 г. – С. 19-21.
2. Сводный отчет о геологоразведочных работах на поле реконструируемого разреза "Ангрэнский" Ташкентской области (состояние горных работ на 01.01.1977 г., геологоразведочных - 01.07.1977 г.). – Ангрэн, 1977. – С. 47-61.
3. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. Изд. 4. – М.: «Недра», 1984. – 360 с.
4. Sayyidkosimov S.S., Sohibov I.Yu. Geomechanical assessment of safe mining in the conditions of the "Angrensky" / JournalNX - A Multidisciplinary Peer Reviewed Journal. – India, May 23, 2021, pp. 383-389.
5. Сайидкасимов С.С., Сохибов И.Ю. Исследование и мониторинг геодинамических процессов с применением GPS-технологий // I Евразийский горный конгресс – Сборник докладов: Издательство «Навоийский горно-металлургический комбинат». – Навои 2021. – С. 357-360.
6. Сохибов И.Ю. Маркшейдерский мониторинг и классификация подработанных территорий по степени их пригодности для дальнейшего использования в хозяйственных целях. // Геодезические и маркшейдерские проблемы ведения кадастровых работ на объектах горно-металлургической отрасли. – Ташкент, –2018. – С. 40-44.
7. Shamayev M.K., Toshmirov U.T., Alimov Sh.M., Melnikova T.E., Berdiyeva D.Kh., Ismatullayev N.A. Determination of the Installation Density of Anchors in the Walls of a Working with a Quadrangular Cross Section / / Child Studies in Asia-Pacific Context (CSAC) ISSN: 2288-601X 12/2022.

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: informz@ngmk.uz

РАЗРАБОТКА ГРАФОАНАЛИТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПОПЕРЕЧНОГО ПРОФИЛЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ НА КОСОГОРЕ



Мислибаев И.Т.,
декан
«Горного» факультета НГГТУ,
д.т.н., профессор



Самадова Г.М.,
декан
«Горного» факультета
Горно-металлургического
института Таджикистана, к.т.н. доцент

Maqolada qiyalikdagi konda qazib olish ishlarining ish rejimini ishlab chiqish masalalari ko'rib chiqiladi. Konning o'zlashtirilishi aniqlangan, karyerning ishchi tomoni shaklida ifodalangan. Maydonning ko'ndalang profilini modellashtirish usullari o'rganiladi.

Tayanch iboralar: karyer, ustki qatlam nisbati, nishab burchagi, ruda tanasining tushish burchagi, ustki qatlam, chiziqli elementlar.

В работе рассмотрены вопросы развития режима работы горных работ месторождения на косогоре. Определены отработки месторождения выраженные в форме рабочего борта карьера. Исследованы пути моделирования поперечного профиля месторождения.

Ключевые слова: карьер, коэффициент вскрыши, угол наклона косогора, угол падения рудного тела, вскрыша, линейные элементы.

Как известно, статику и динамику открытых горных работ характеризует ряд параметров, размеры карьера, объёмы вскрышных пород и полезного ископаемого, коэффициенты вскрыши и др. На величину этих параметров влияют природные условия, среди которых для месторождений высотного типа следует особо выделить топографические и горно-геологические.

К ним обычно относят, угол наклона косогора φ , угол падения α_n и мощность H залежи [1]. Именно они, определяют в совокупности, режим горных работ на месторождении (рис. 1).

Эффективность того или иного варианта режима (а следовательно, и того или иного направления развития горных работ) оценивается на основе геометрического анализа карьерного поля [1]. Чтобы его выполнить во многовариантом ключе, необходим расчётный аппарат по определению слоевых и нарастающих объёмов руды и вскрыши.

Установлено, что для месторождений, расположенных на косогоре и имеющих, как правило, удлинённую или вытянутую форму залежи в плане, достоверные и достаточные для первоначальной оценки данные могут быть получены на поперечном профиле месторождения [1, 2].

В целях упрощения расчётов и получения обобщённых зависимостей составлена графо-аналитическая модель поперечного профиля, основные структурные элементы которого (поверхность косогора, кровля и почва рудного тела, рабочие и нерабочие борта карьера) представлены прямыми линиями.

Допустимость таких упрощений подтверждена рядом исследований [2-4]. Использование такой модели особенно полезно при предпроектных проработках, когда необходимо сузить область возможных решений.

В качестве основных переменных в модели приняты упомянутые выше характеристики природных условий, угол наклона косогора (варьировался в пределах $10-40^\circ$, наиболее часто встречающийся на практике), угол падения залежи α_3 (изменяется в диапазоне $\varphi \leq \alpha_3 \leq 180^\circ + \varphi$ и мощность залежи (5-120 м) (рис. 2).

При построении модели приняты следующие исходные положения, допущения и ограничения, наклон косогора не меняется, на всем его протяжении, залежь выходит на поверхность косогора, конечная глубина карьера H_k определяется по критерию равенства контурного коэффициента вскрыши граничному $K_{gp} = 10 \text{ м}^2/\text{м}^2$; углы устойчивости бортов карьера в предельном положении β' и β'' равны 45° ; конечный его контур в нагорной части не доходит до вершины горы, высота борта в этой части не превышает 1000 м, строительство карьера осуществляется сверху вниз по традиционной

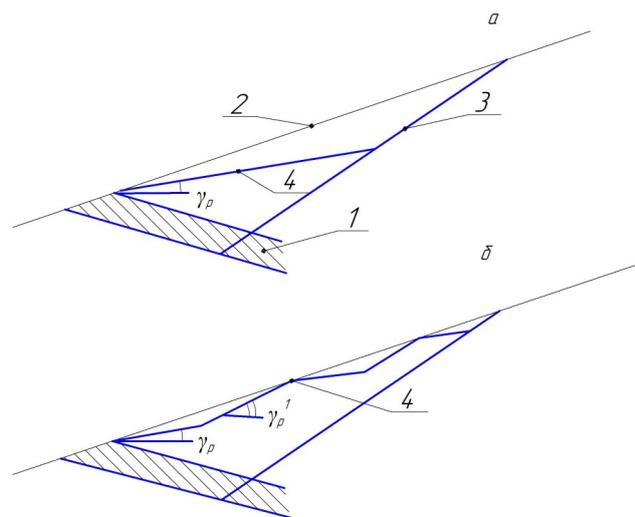


Рис. 1. Сплошная (а) и ступенчатая (б) формы рабочего борта карьера: 1 – залежь; 2 – косогор; 3 – предельный контур карьера; 4 – рабочий борт; γ_p и γ_p' – соответственно пологий ($10-20^\circ$) и крутой ($30-35^\circ$) откосы рабочего борта

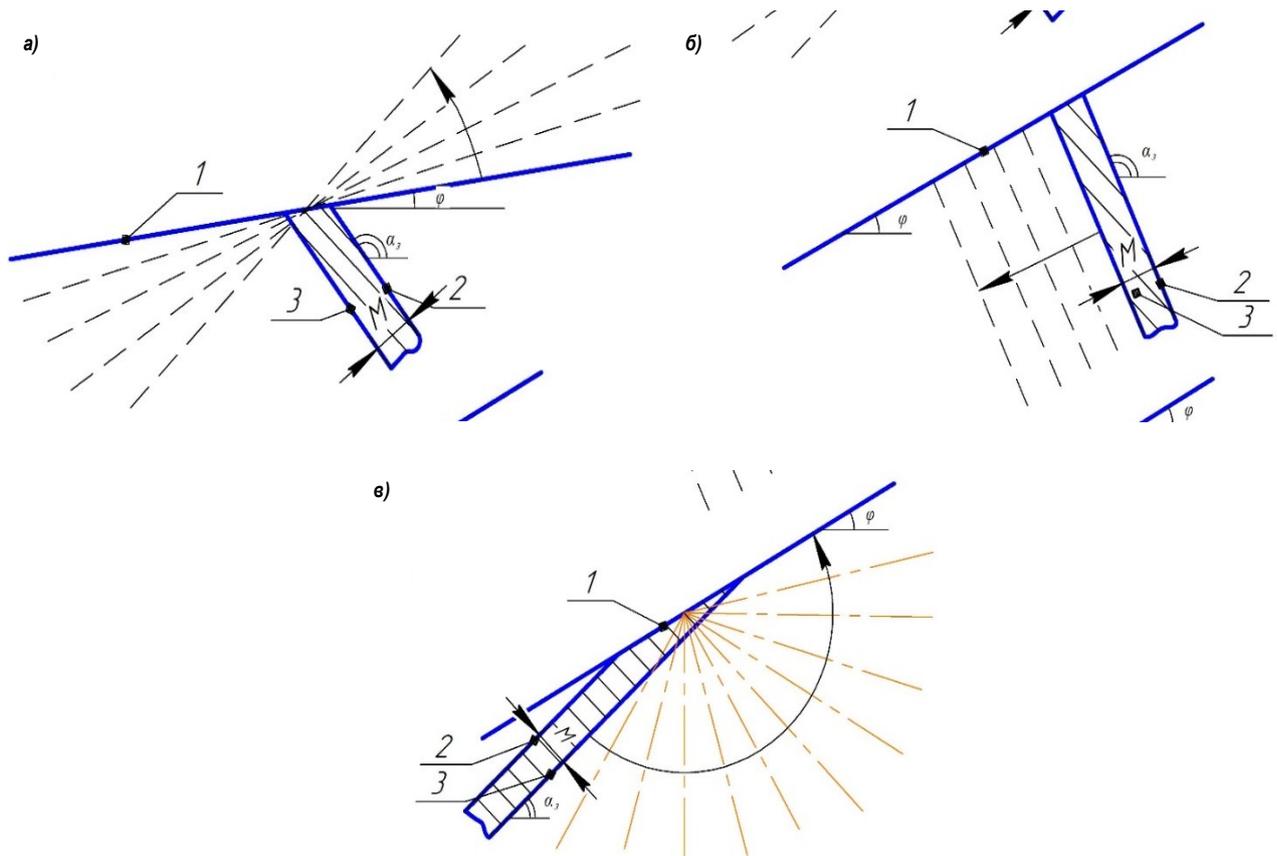


Рис. 2. Исследуемые варианты состояния модели: а) изменение угла наклона косогора при постоянных значениях мощности и угла падения залежи; б) изменение мощности рудного тела при постоянных значениях углов наклона косогора и падения залежи; в) изменение угла падения рудного тела при постоянных значениях его мощности и угла наклона косогора. 1 – косогор; 2 и 3 – кровля и почва рудного тела

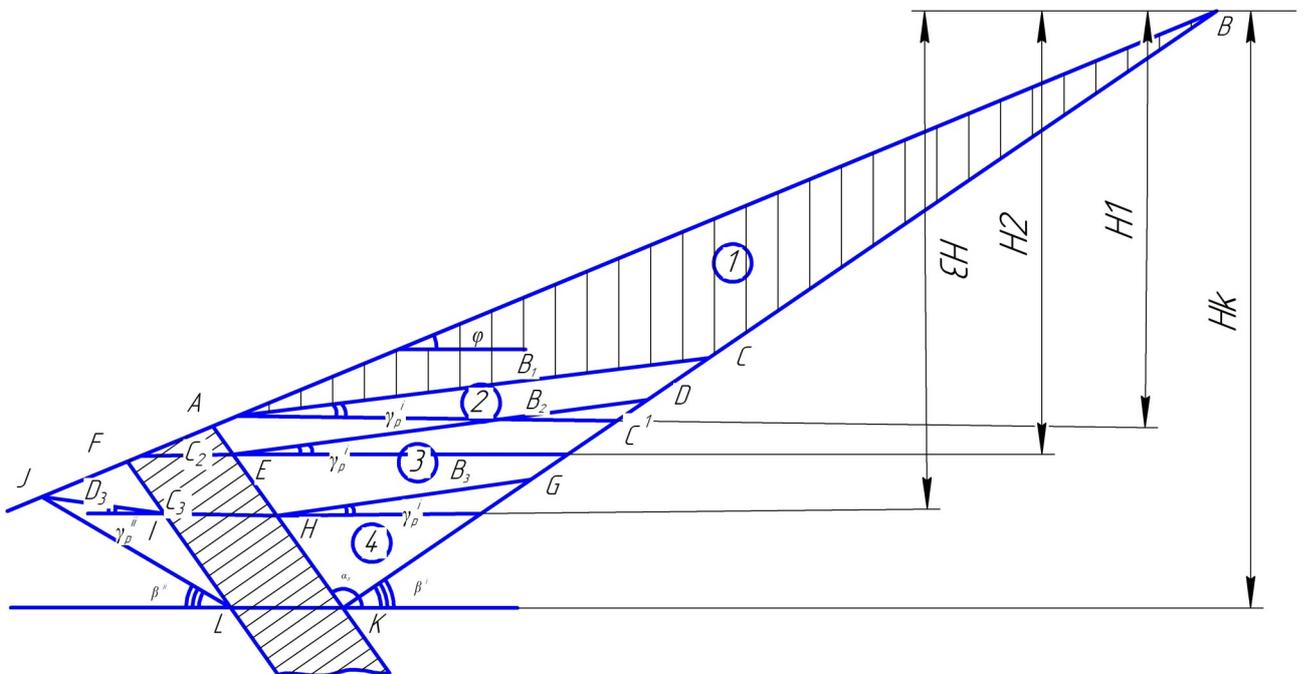


Рис. 3. Схема к расчету элементов модели при традиционной технологии: 1, 2, 3 и 4 – характерные зоны развития работ; γ_p и γ_p'' – углы рабочих бортов соответственно с висячего и с лежащего боков залежи; β' и β'' – углы бортов карьера в предельном положении соответственно с висячего и с лежащего боков рудного тела

Таблица 1
 Формулы расчета элементов зон на поперечном профиле

Зоны	Участки зон	Граничная глубина	Длина линейных элементов	
			Граничная	Текущая
1	2	3	4	5
Зона 1	Вскрыша	$H_1 = \frac{H_k \cdot \alpha \cdot \sin \varphi}{c \cdot \sin \beta^i}$	$\beta_1^i = \frac{H_k \cdot b \cdot \alpha}{c \cdot i \cdot \sin \beta^i}$	$\beta_1^i = \frac{H_1 \cdot b}{i \cdot \sin \varphi}$
	Руда	$H_2 = (H_k \cdot \alpha + M \cdot \sin \beta^i) \cdot \frac{\sin \varphi}{\sin \beta^i \cdot c}$	$C_2^z = \frac{M}{\sin \alpha_3}$	$C_2^T = \frac{(H_2 - H_1) \cdot c}{\sin \alpha_3 \cdot \sin \varphi}$
Зона 2	Вскрыша	То же	$B_2^z = \frac{(H_k \cdot b \cdot \sin \alpha_3 - M \sin \varphi \cdot \sin \beta^i) \cdot \alpha}{c \cdot i \cdot \sin \beta \cdot \sin \alpha}$	$B_2^T = \frac{(H_k - H_1) \cdot \alpha}{i \cdot \sin \alpha_3}$
	Руда	$H_3 = H_k - \left[\frac{\left(\frac{H_k}{\sin \beta^i} + \frac{M \cdot \sin \beta^i}{d} \right) \cdot \frac{K \cdot \sin \alpha_3}{h}}{\left[\frac{b}{e} - \frac{M \cdot \sin \beta^i}{d} \right]}$	$C_3^z = \frac{M}{\sin \alpha_3}$	$C_3^T = \frac{M}{\sin \alpha_3}$
Зона 3	Вскрыша	То же	$B_3^T = \frac{\alpha}{i} \cdot \left\{ \frac{1}{C} \cdot \left(\frac{H_k}{\sin \beta^i} - \frac{M \cdot \sin \varphi}{\sin \alpha} \right) - \left[\frac{H_k}{\sin \beta^i} + \frac{M \cdot \sin \beta^i}{\alpha} \right] \cdot \frac{b}{l} - \frac{M \cdot \sin \beta^i}{d} \right\} \cdot \frac{g \cdot f}{c \cdot h}$	$B_3^T = \frac{(H_k - H_2) \cdot \alpha}{i \cdot \sin \alpha_3}$
	Руда	$H_4 = H_k$	$D_3^T = \left[\frac{H_k}{\sin \beta} + \frac{M \cdot \sin \beta^i}{d} \right] \cdot \frac{b}{l} - \frac{M \cdot \sin \beta^i}{d} \cdot \frac{g}{h}$	$D_3^T = \frac{(H_3 - H_2) \cdot c}{f \cdot \sin \alpha_3}$
Зона 4	Вскрыша	То же	$B_4^z = 0$	$B_4^T = \frac{(H_k - H_3) \cdot \alpha}{i \cdot \sin \alpha_3}$
	Руда	$H_4 = H_k$	$D_4^z = 0$	$D_4^T = \frac{(H_k - H_3) \cdot g}{K \cdot \sin \alpha_3}$

Примечание:

Условные обозначения в расчетных формулах:

$a = \sin(\alpha_3 - \beta^i)$; $b = \sin(\beta^i - \varphi)$; $c = \sin(\alpha_3 - \varphi)$; $d = \sin \alpha_3 \cdot \sin(\beta^i + \beta^{ii})$; $e = \sin(\varphi + \gamma_p^{ii})$; $f = \sin(\varphi + \gamma_p^{ii})$; $g = \sin(\alpha_3 + \beta^{ii})$; $h = \sin(\alpha_3 + \gamma_p^{ii})$; $i = \sin(\beta^i - \gamma_p^i)$;

$K = \sin(\beta^{ii} - \gamma_p^{ii})$

технологии, однобортная продольная система разработки с последовательным подвиганием уступов.

Дополнительной переменной в модели (изучаемым параметром) являлся угол коса рабочего борта γ_p .

Выходной характеристикой модели служила величина удельного объёма горно-капитальной, т.е. «нависающей» вскрыши V_h .

Удельные объёмы (площади) вскрыши и руды, контурный коэффициент вскрыши и конечная глубина карьера определялись геометрически по поперечному профилю. Для этого он был разбит на характерные зоны, в пределах которых через слагающие их элементы подсчитывались искомые площади.

Всего выделено 4 зоны (рис. 3), зона 1 «нависающих» объёмов вскрыши со стороны висячего бока залежи; зона 2 наращивания производственной мощности по руде со стороны висячего бока; зона

3 полного выхода на проектную мощность с обоих боков залежи; зона 4 затухания горных работ. Каждая зона на профиле ограничена определённой глубиной ($H_1; H_2; H_3; H_4 = H_k$ (рис. 3) и состоит из линейных элементов, имеющих текущую и граничную длину. Например, зона 2 складывается из линейных элементов B_1, B_2 и C_2 . Граничная глубина зон и длина элементов определяется по расчетным формулам табл. 1.

Таким образом, отличие в порядке отработки месторождения (традиционном или поэтапном) выражается в форме рабочего борта карьера, сплошной или ступенчатой.

Путем моделирования поперечного профиля месторождения можно выявить эффективность или иного порядка отработки и его разновидностей по величине горно-капитальной вскрыши, сроку строительства карьера, степени стабильности добычи руды и по величине приведенной прибыли от эксплуатации месторождения.

Библиографический список:

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. Часть 2. – М.: Недра, 2005. – 354 с.
2. Албаров З.Б., Абдурахимов Д.И., Наумов М.Я., Хворова Е.С., Филимонов О.В. Открытые горные работы в условиях Тырныаузского месторождения // Цветная металлургия. – Москва, 1973. – № 1. – С. 5-9.
3. Березин А.И. Обоснование параметров первого этапа открытой разработки крутопадающей залежи нагорного типа. Известия Северо-Кавказского научного центра высшей школы. – Серия технических наук. – № 3. 1974. – С. 52-53.
4. Линева В.П. Определение параметров рабочей зоны карьера с участками временно нерабочего борта. Горный журнал. – № 5. – Москва, 1986. – С. 15-17.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA”, 2022, № 4 (91) pp. 39-42

DEVELOPMENT OF A GRAPHO-ANALYTICAL MODEL OF THE CROSS-SECTIONAL PROFILE OF THE FIELD ON THE SLOPE

¹Mislibaev I.T., Dean of the Faculty of Mining, Doctor of Technical Sciences, Professor.

²Samadova G.M., Dean of the Faculty of Mining, Ph.D. Associate Professor.

¹Navoi State University of Mining and Technologies. Navoi, Uzbekistan.

²Mining and Metallurgical Institute of Tajikistan. Khujand, Tajikistan.

The paper examines the development of the mining mode of the deposit on a slope. The mining of the deposit expressed in the form of the working slope of the quarry is defined. Methods of modelling the cross-section profile of the deposit are investigated.

Keywords: open pit, overburden factor, slope angle, ore body dip angle, overburden, linear elements.

Bibliographic list:

1. Rzhnevsky V.V. Open pit mining. Part 2. – M.: Nedra, 2005. – 354 p.
2. Albarov Z.B., Abdurahimov D.I., Naumov M.Ya., Khvorova E.S., Filimonov O.V. Open pit mining in the conditions of the Tyrnyauz deposit // Tsvetnaya metallurgiya. – No. 1. – Moscow, 1973, pp. 5-9.
3. Berezin A.I. Substantiation of the parameters of the first stage of open-pit mining of a steeply dipping upland type deposit. Izvestiya Severo-Kavkazskogo nauchnogo tsentra vysshey shkoly. Engineering Science Series. – No. 3. 1974, pp. 52-53.
4. Lineva V.P. Determination of the parameters of the working area of a quarry with sections of a temporarily non-working wall. Mining magazine. – No. 5. – Moscow, 1986, pp. 15-17.

TAUSHAN KONI MA'DAN QAMROVCHI JINSLARNING MINERALOGIK-PETROGRAFIK TAVSIFI (QULJUQTOV TOG'LARI)



Amirov E.M.,

H.M. Abdullaev nomidagi Geologiya va geofizika instituti Mineralogiya laboratoriyasi mudiri, katta ilmiy xodim. g.-m. fanlari doktori, PhD



Moyliev M.SH.,

O'zMU «Geodinamika va tektonika» kafedrasida katta o'qituvchisi, g.-m. fanlari doktori, PhD



Yusupov A.B.,

H.M. Abdullaev nomidagi Geologiya va geofizika instituti tayanch doktoranti



Sadirov R.M.,

O'zMU «Geologiya» kafedrasida magistranti

Taushan koni oltin ma'danlarini qamrovchi tog' jinslari mineralogik-petrografik tarkibi bo'yicha vulkanogen-cho'kindi (uglerodli metaqumtoshlar, alevrolitlar va slanetslar) va daykali magmatik hosilalardan iborat ekanligi aniqlangan. Oltin ma'danlari ushbu tog' jinslarining kuchli ezilish, burdalanish va kvarslashuv zonalarida tarqalganligi, hamda lamprofir daykalari Taushan konida muhim ma'dan nazorat qiluvchi omil sifatida namoyon bo'lishi e'tirof etilgan.

Tayanch iboralar: QuljuqtoV tog'lari, Taushan oltin koni, ma'danlashuv, qamrovchi tog' jinslari, mineralogik-petrografik tarkib, lamprofirlar, ma'dan-metasomatik jarayonlar.

Установлено, что по минералого-петрографическому составу вмещающие породы золоторудного месторождения Таушан сложены вулканогенно-осадочными (углеродистые метапесчаники, алевролиты и сланцы) и дайковыми магматическими образованиями, а также отмечено важное рудоконтролирующее значение лампрофировых даек.

Ключевые слова: Горы Кульджуктау, золоторудное месторождение Таушан, оруденение, вмещающие горные породы, минералого-петрографический состав, лампрофиры, рудно-метасоматические процессы.

Geologiya-qidiruv ishlari amaliyotida turli miqyosdagi oltin konlarining moddiy tarkibini o'rganish muhim ahamiyat kasb etadi. Tabiatan ma'dan xususiyatiga ega tog' jinslarida asl metallardan tashqari nodir, kamyob yer elementlari, radioaktiv va boshqa elementlarning miqdori ham yuqori bo'lib, foydali komponentlarning kompleks manbai bo'lib xizmat qilishi mumkin. Hozirgi kunda innovatsion texnologiyalar, ma'danlarni boyitishning zamonaviy usullari asosiy foydali komponentlar bilan bir qatorda, hamrox elementlarni ham ajratib olish va foydali qazilmalardan samarali foydalanish imkonini beradi [1-2].

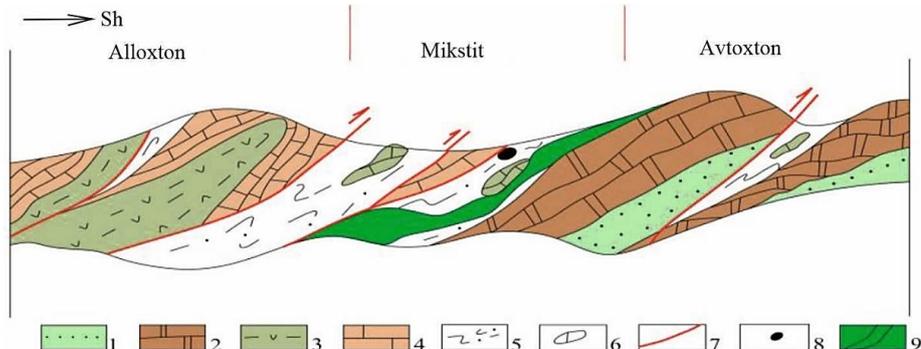
So'ngi yillarda foydali qazilmalarning kompleks konlarini topishga yo'naltirilgan ko'plab ilmiy izlanishlar olib borilmoqda, jumladan, oltin ma'danli konlarning turli ma'danlashuvga istiqbolini baholash, ma'danli va ma'dan qamrovchi minerallarning tarqalish xususiyatlari, uchrash shakllarini tadqiq qilishga katta e'tibor qaratilmoqda. Zamonaviy tadqiqot va yuqori aniqlikka ega tahliliy usullardan foydalanib olib borilgan mineralogik tadqiqotlar mazkur jinslardagi asosiy va birga uchrovchi ma'danlashuv istiqbolini ilmiy asoslashga imkoniyat yaratadi [1-3].

QuljuqtoV tog'lari tektonik jihatdan Turon epigorsin platformasi fundamentining mezo-kaynozoy qoplamasi ostidan alp gorst-antiklinal strukturasi yadrosining chiqqan qismida joylashgan [4]. Hududning geologik tuzilishida bir nechta formatsiyalar ishtirok etadi, ular yosh oralig'i bo'yicha orдовикdan karbongacha bo'lib ikkiga bo'lingan kenglik yo'nalishida chiziqli cho'zilgan tektonik bloklar: avtohton (shimoliy blok)

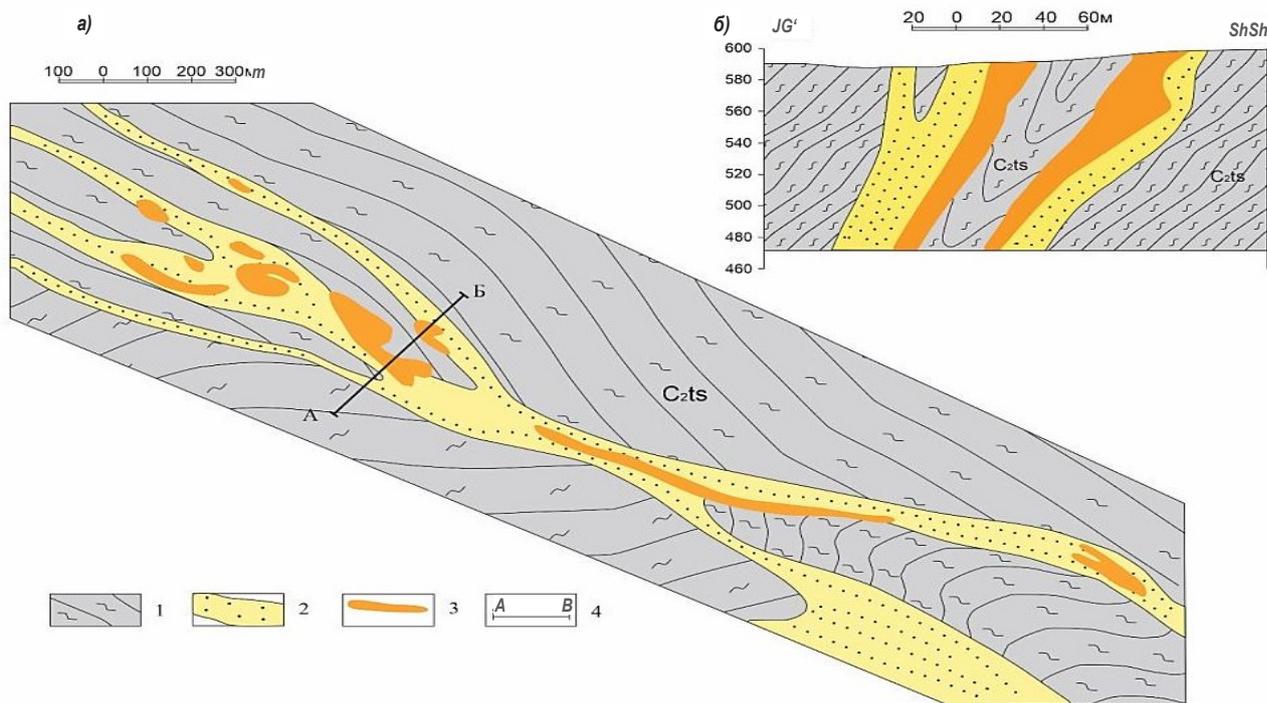
va alloxtonlardan (janubiy blok) iborat. Bu bloklar o'xshash xususiyatlarga ega bo'lib kesimning tagida va tepasida katta bo'lmagan farqlar bilan tavsiflangan (1-rasm) [5].

Taushan ma'dan maydoni bitta konni (Taushan) va bir nechta ma'dan namoyonini (Potensialnoe, Perevalnoe, Elektricheskoe, Geoximicheskoe), shuningdek turli miqdorda oltinga minerallashgan nuqtalarni o'z ichiga oladi [6].

Taushan oltin koni minerallashuvi uzunligi 2 km gacha, qalinligi 200 m gacha bo'lgan ikkita minerallashgan zonada nazorat qilingan bo'lib, o'rta karbon davrining taushan svitasi terrigen-slanetsli qatlamlarida shimoliy-g'arbiy yoriqlar bo'ylab rivojlangan (2-rasm). Zonalar tomir-tomircha tipidagi kvarslashgan va metasomatik jinslar bilan ifodalanadi. Uzunligi 160-280 m, qalinligi 1-40 m bo'lgan 7 ta ma'dan tanalari aniqlangan va ular 60-70 m chuqurlikgacha o'rganilgan, bu intervalda



1-rasm. QuljuqtoV tog'larining kesmasi [5]. Avtohton: 1 – karbonat-terrigen-vulqonogenli formatsiya $O_2 - S_1^1$; 2 – karbonatli formatsiya $S_1^2 - D_3$, Alloxton: 3 – karbonat vulqonogen-terrigenli formatsiya $O_3 - S_1^1$; 4 – karbonat kremniyli formatsiya; mikstisti kompleks: 5 – fish-olistotromli formatsiya S_{2-3} ; 6 – olistolit; 7 – navdig; 8 – oltin ma'danli ob'ektlar joylashuvi (Taushan, Yangiqoz'gon); 9 – QuljuqtoV gabbro-granitli kompleksi S_3



2-rasm. Taushan konining sxematik geologik xaritasi (a) va A-B yo'nalish bo'yicha olingan geologik kesimi (b) (Tolokonnikov va b. bo'yicha, 1996):
 1 – o'rta karbon, taushan svitasi (S_2 ts): qumtoshlar, alevrolitlar, slanetslar; 2 – tektonik minerallashtirgan zonalar; 3 – ma'dan tanalari; 4 – kesma yo'nalishi

asosan oksidlanish zonasi rivojlangan. Ma'danlashuvning geologik sanoat turi – kam sulfidli oksidlangan. Oltin sof bo'lib darzliklarda va bo'shliqlarda tarqalgan [6, 7].

Tog' jinslari va ma'danlarning mineralogik-petrografik xususiyatlari. Taushan konida vulkanogen-cho'kindi jinslar (uglerodli metaqumtoshlar, alevrolitlar va slanetslar) bilan bir qatorda, magmatik tog' jinslarining dayka ko'rinishidagi vakillari (141 shaxta) keng tarqalgan. Ularning birlamchi mineral tarkibi, tuzilishi va xususiyatlari jadal o'zgartirgan. Tog' jinslari yaxlit, mayda donali asosan xlorit, karbonat bilan ifodalanadi, kam miqdorda kvars va ko'p miqdorda mayda zarralar ko'rinishida tarqalgan sulfid (pirit, kamroq arsenopirit va yana kamroq xalkopirit) minerallashtirishdan iborat.

Ma'dan qamrovchi tog' jinslari kuchli karbonatlashganligi bilan ajralib turadi. Ikkilamchi o'zgarish zonasidagi tog' jinslari albit-xlorit-sideroplezit tarkibi bilan ifodalanadi. Mineral tarkibi (% da): xlorit 30-35, sideroplezit 25-30, albit 30-35. Strukturasi: blastoporfirli, teksturasi: slanetsli, sideroplezitlar (magnezial-temirli karbonat) birikmalarining joylashishi bilan namoyon bo'ladi. Albitning mayda donali massasi va kamdan kam uchraydigan kvars donalari diametri 0,1 dan 0,5 mm gacha o'lchamda, ko'pincha romb ko'rinishidagi kristall zarralardan tashkil topgan sideroplezit agregatlari tog' jinsi fonida teng tarqalgan. Bunga o'xshash slanetslardagi oltin ma'dani AQSH dagi Xomsteyk konida ko'plab uchraydi. Suxoy Log konida ular sideroplezit yoki siderit deb ataladi va ma'danlarda, extimol ikkalasi ham uchraydi.

Lamprofirlar. Lamprofir daykalari tadqiqot maydonida keng tarqalgan bo'lib, ular jadal xloritlashgan, seritsitlashgan, karbonatlashgan va leykoksenlashgan. Lamprofirlarni kesib o'tgan kvars tomirlari bilan chegarasida biotit va leykoksenning zonali tarqalishi alohida xususiyatidir. Tog' jinsining mineral tarkibi (% da): xlorit, seritsit, karbonat, leykoksenning mayda donali aralashmalari 97-98%, pirit+arsenopirit 1-1,5. Dala tadqiqotlarida gidrotermal ravishda o'zgartirgan lamprofir deb ta'riflandi. Bu tog' jinslarini o'rganishga alohida e'tibor qaratilgan. Strukturasi: yaxlit, sulfidlarning kam miqdordagi to'plamlari va ularning kristallari ham uchraydi.

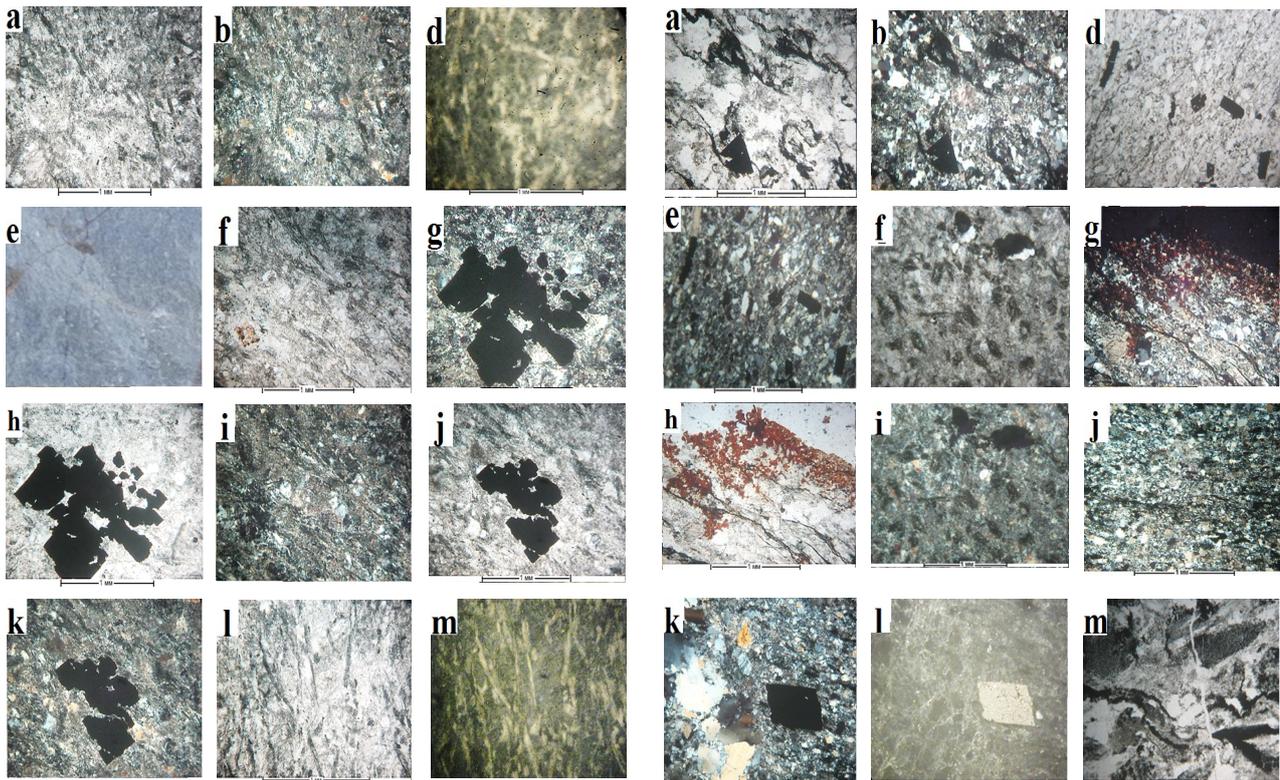
Tog' jinsi rogovoya obmankaning igna ko'rinishidagi kristallarining o'rinda ikkilamchi hosil bo'lgan mikro donali leykoksenni tavsiflovchi rangi bilan yaxshi ajratiladi. Mikrodonali spessartitlarga xos bo'lgan relik tuzilishi leystoprizmatik rogovoya obmanka kristallarini leykoksen bilan to'liq almashganligi tufayli yaxshi namoyon bo'ladi hamda birlamchi rogovoya obmankaning ignasimon kristallari mikrodonali leykoksen bilan to'liq almashganligi kuzatiladi (3-rasm).

Pirit uyalari seritsitlashgan plagioklaz, xloritlashgan asosiy massada va kvars donalarida uchraydi (3j, k-rasm). Tog' jinsida kamdan kam uchraydigan uyasimon pirit kristallari bilan birga uzunligi 0,1 mm dan oshmaydigan arsenopirit mikrokristallari jins bo'ylab nisbatan teng taqsimlangan (3h, g-rasm).

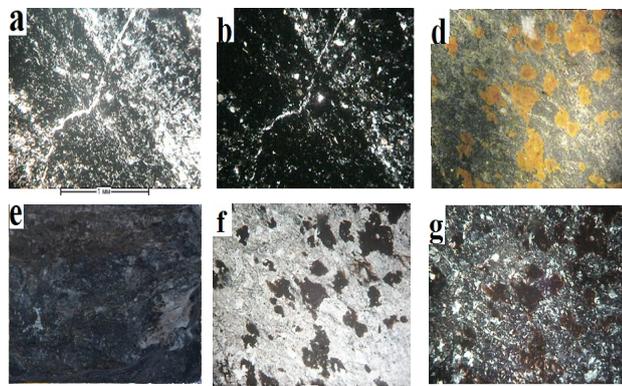
Slanetslar. Kon hududida turli tarkibdagi slanetsli tog' jinslari keng tarqalgan. *Kremniy-uglerodli slanets.* Mineral tarkibi (% da): uglerodli modda 3-5, kvars zarralari 90-95, kvars tomirchalari 0,5-1. Strukturasi: blastoalevropelitli. Strukturasi: kvars zarralarining tarqalishi bo'yicha kamroq yo'l-yo'lli. Alohida yo'l-yo'llik to'plam ko'rinishidagi uglerodli moddalarning birikmalaridan tashkil topgan bo'lib, strukturasi va teksturasini aniqlab bo'lmaydi, bu kabi xususiyatlaridan ular biorganik kolloidan hosil bo'lgan ko'rinadi. Faqat kvars zarralari tasma ko'rinishida uchraydi (4a, b-rasm).

Albit-xlorit-sideroplezitli slanets. Mineral tarkibi (% da): Xlorit 30-35, sideroplezit 25-30, albit 30-35. Strukturasi: Blastoporfirli. Strukturasi: slanetslilik sideroplezit konkretsiyalarning yo'nalishi bo'yicha namoyon bo'ladi (magnezial-temirli karbonat). Xlorit va kam uchraydigan kvars donalari bilan albitning mikrodonali massasi fonida diametri 0,1 dan 0,5 mm gacha bo'lgan konkretsiyal sideroplezitning romb ko'rinishidagi kristall (4v, g-rasm)da qora donalari bir tekis taqsimlangan.

Alevrolitlar. Metaalevrolit, mineral tarkibi (% da): Kvars 40-45, xlorit 25-30, karbonat 20-25, pirit 0,5 gacha. Strukturasi: blastoalevrolitli. Strukturasi: slanetsli. Tog' jinslarining slanetsligi, uglerodli moddalarning chiziqli-tomirli taqsimlanishi va tasmasi ravishda kuchli limonitlashgan karbonat (ankerit-siderit) qattamchalarining mavjudligi bilan izohlanadi.



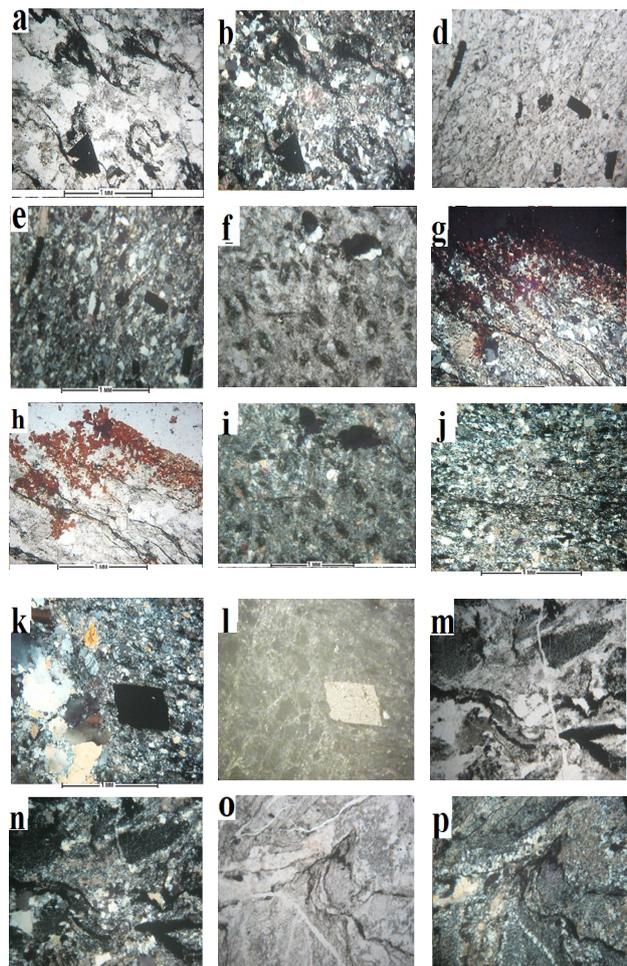
3-rasm. Taushan konidagi lamprofir (spessartit) daykalarining struktura-teksturaviy xususiyatlari: a, h, d, f, j, l – parallel nikolda; b, g, e, i, k, m – kesishgan nikolda keltirilgan



4-rasm. Taushan konidagi slanetsli tog' jinslarining struktura-teksturaviy xususiyatlari: a, d, f – parallel nikolda; b, e, g – kesishgan nikolda keltirilgan

Slanetsli metaalevrolit, mineral tarkibi (% da): kvars 40-45, xlorit 25-30, karbonat 20-25, pirit 0,5 gacha. Struktura: blastoalevrolitli, o'lchamlari teng bo'lmagan donali. Tekstura: slanetsli. Tog' jinsining slanetsliliigi uglerodli moddalarning chiziqli-tomirli taqsimlanishi (5a, b-rasmdagi qora) va burmali slanetsli bo'lishi parallel ravishda kuchli limonitlashgan karbonat (ankerit-siderit) tasmalarining mavjudligi (5g, h-rasmda jigarrang) tufayli hosil bo'ladi. Bu fonda 0,5 mm dan oshmaydigan kamdan kam uchraydigan pirit bo'laklari uchraydi. Tog' jinsining karbonatlashuvi uning butun massasi bo'ylab yo'l-yo'li, tarmoqlarga bo'lingan ko'rinishidagi tomirlar va tomirchalar shaklida namoyon bo'ladi.

Yirik donali kvarsli metaalevrolit. Tarkibida arsenopiritning mayda zarralari uchraydi. Mineral tarkibi (% da): alevrolit bo'laklari 70-75, uglerodli-kremniyli pelit bilan sementlashgan, arsenopirit 1-2. Struktura:



5-rasm. Taushan konidagi alevrolitli tog' jinslarining struktura-teksturaviy xususiyatlari: a, d, f, h, l, o – parallel nikolda; b, e, g, i, j, k, n, p, q – kesishgan nikolda keltirilgan

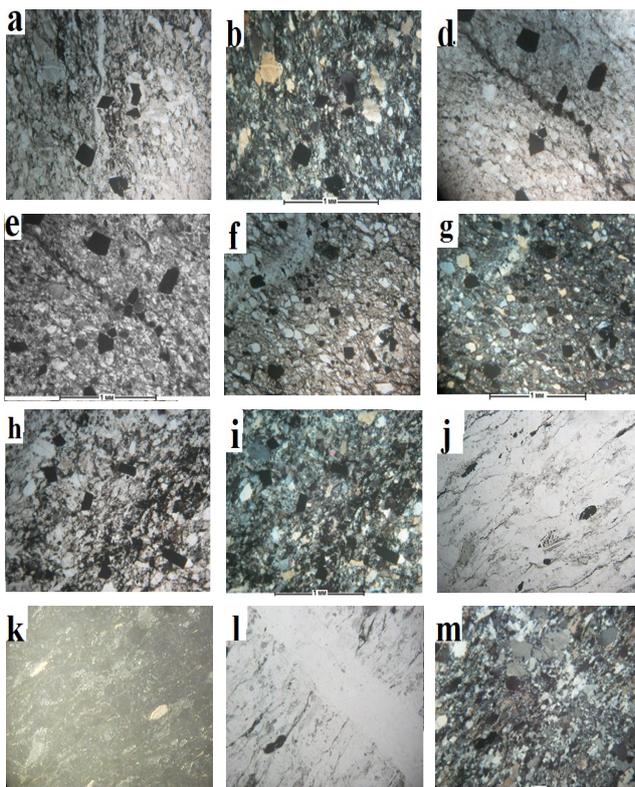
donalar o'lchami teng bo'lmagan blastoalevrolitli. Tekstura: slanetsli (kamroq qatlamli).

Tog' jinsida terrigen donalarining taqsimlanishi nisbatan bir xil va tartibsiz. Shunga qaramay slanetslilik jinsdagi eng katta bo'laklarning yo'nalishi va uglerodli moddaning mayda mikro qatlamli tarqalishi orqali belgilanadi. Arsenopirit kristallari (5d, e-rasm) alohida alohida bo'lib butun massa bo'yicha nisbatan teng taqsimlangan. Ularning uzunligi 0,5 mm dan oshmaydi, ba'zilar burdalangan.

Yirik donali litoklastik (polimiktli) metaalevrolit. Tarkibida kam miqdorda piritning alohida alohida mikro donalari uchraydi. Mineral tarkibi (% da): alevrolit bo'laklari 75-80 (kremniyli va uglerodli- kremniyli tog' jinslari, kamroq kvarsli va uglerod tarkibli, pirit 0,1 gacha; struktura – blastopelitoalevrolitli, tekstura – yaxlit.

Kremniyli va uglerod-kremniyli tog' jinslari bo'laklari keskin qirrali (5f, i-rasmda xira). Uglerodsiz kremniy bo'laklari amalda bir biri bilan birlashgan va ularni bir yoki ikki nikol bilan ajratib bo'lmaydi. Tog' jinsida kremniyli materiallarning qayta kristallanish belgilari bor, ularda kvarsning yirik donalari yaxshi ajratiladi. Pirit – tom ma'noda yakka va 0,05 mm dan oshmaydigan kam uchraydigan donalar holida uchraydi.

Donalari o'lchami teng bo'lmagan slanetsli metaalevrolit kvars tomirchalari bilan. Tog' jinsida kam miqdorda arsenopirit kristallari



6-rasm. Taushan konidagi qumtoshli tog' jinslarining struktura-teksturaviy xususiyatlari: a, d, f, h, j, l – parallel nikolda, b, e, g, i, k, m – kesishgan nikolda keltirilgan

uchraydi. Mineral tarkibi (% da): kvarts 50-55, dala shpati 30-35, karbonat 7-10, uglerodli massa 1,5-2, kvarts tomirchalari 3-5, arsenopirit 0,1-0,2, leykoksen 0,05-0,1. Strukturası: bir xil donali, blastoalevrolitli. Teksturasi: slanetsli.

Tog' jinslarining slanetsliligi uglerodli moddalar va mikrodonali karbonatlar mikrolinzali birikmalarining bir xil yo'nalishi bilan belgilanadi, kvarts va plagioklazning donalari esa slanetslilikka nisbatan tartibsiz tarzda yo'nalgan. Tomirchalardagi kvarts granoblastik bo'lib, egri bugri chegaralari bilan notekis donali (5j-rasm) va ularning eng kattasida noaniq granulyasiyalashgan. Shlif maydonida uzunligi 0,5 mm gacha bo'lgan prizmatik arsenopirit donalari bor (5k-rasmda qora, 5l-rasmda kulrang-oq).

Kvarts tomirchalari va kam uchraydigan pirit zarralariga ega bo'lgan uglerodli-kvarts-dala shpatli mayda donali karbonatlashgan alevrolitli brekchiya. Mineral tarkibi (% da): Kvarts, dala shpati, karbonat, seritsit, uglerodli tarkib, pirit (1-2%). Strukturası: bo'laklari lepidogranoblastik mikrodonali, tomirchalar va uyali qayta kristallanishlarda har xil donali granoblastik (5m, n, o, p-rasm). Teksturasi: kam uchraydigan qo'shimchalar bilan birga brekchiyali.

Alevrolitli brekchiyalarning tavsifi 5n, p – rasmlarda yaqqol aks ettirilgan. Jins uglerodli moddalar miqdori keskin o'zgaruvchan bo'laklar va o'tkir burchakli parchalardan tarkib topgan. Brekchiyani sementlovchi bir xil alevrolitli massaning tarkibi kvarts, karbonat va seritsitni o'z ichiga oladi.

Yirik donali, slanetsli metaalevrolit, brekchiyalashgan, pirit zarralari bo'lgan kvarts tomirlari bilan kesib o'tilgan. Mineral tarkibi (% da): dala shpati 30-35, kvarts 40-45, karbonat 10-12, uglerodli modda 2-3 gacha, pirit 2-3. Strukturası: blastoalevrolitli, blastopelitiga yaqin. Kvarts tomirchalari va uyularida granoblastik mikrodonali. Teksturasi: slanetsli, brekchiyali, mikrotomirli.

Alevrolit kam miqdorda pelitli bilan. Pirit zarralari (5q-rasm) kvarts tomirlariga va uning uyulariga qarab ko'payib boradi, ba'zan esa xalsedon-kvartsning kelifitli qirralari bilan birga keladi, diametri 1 mm gacha etadi.

Qumtoshlar. Donalari o'lchami teng bo'lmagan polimiktlı tuflı qumtosh. Brekchiyalashgan va kuchli qayta kristallangan, tarkibida pirit va arsenopirit donalari mavjud. Mineral tarkibi (% da): qumtosh bo'laklari 75-80 (kvarts, dala shpatlari, kremniy, kremniyli slanetslar va asosan yashirin donali andezitli massa), sementi uglerodlar bilan bir xil tarkibdagi alevro-pelitli massadan tashkil topgan. Pirit+arsenopirit 3-5. Strukturası: psammitli, notekis mayda donali, qayta kristallangan joylarida granoblastli. Teksturasi: brekchiya ko'rinishidagi donalar (6a, b-rasm).

Qumtoshdagi uglerod tarkibli bir xil donali bo'laklarning tarqalishi butun massa bo'ylab bir xil. Pirit va arsenopiritning 0,5 mm gacha bo'lgan alohida kristallari massa bo'ylab notekis taqsimlangan. Ularning yirikroq zarralari kuchli qayta kristallashgan kvartslashuv zonalarida joylashgan. Tog' jinslarida seritsitlashuv va xloritlashuv jarayonlari kuzatilmaydi.

Mayda donali dala shpat – kvartsli metaqumtosh. Tog' jinsida pirit va arsenopiritning donalari keng tarqalgan. Mineral tarkibi (% da): uglerod bilan sementlashgan qumtosh donalari 70-75 (kvarts, dala shpatlari, muskovit, kremniy va uglerodli – kremniyli slanetslar), arsenopirit pirit bilan 2-3 gacha. Strukturası: blastopsammitli, mayda donali, teksturasi: uglerodli moddaning chiziqli-linzali ko'rinishida taqsimlanishi tufayli noaniq slanetsli. Qumtosh donalari qirrali bo'lib, diametri 0,05-0,25 mm (barcha minerallar va tog' jinslari uchun). Tog' jinslarining slanetsliligi uglerodli massaning linzasimon taqsimlanishi bilan ifodalanadi. Diametri 0,1-0,25 mm bo'lgan arsenopirit (prizmatik) va pirit (kubga yaqin) kristallari tog' jinslarining kvartslashgan va karbonatlashgan qimlarida keng tarqalgan (5h, i-rasmda qora donalar arsenopirit).

Alevrit-polimiktlı metaqumtosh. Tog' jinsining asosiy massasida pirit va arsenopirit zarralari tarqalgan, bu ayniqsa kichik kvarts tomirlarida ko'proq kuzatiladi. Mineral tarkibi (% da): psammit va alevrit donalari 70-75 (kvarts, dala shpatlari, kamroq xloritlashgan biotit), sementi mayda zarrali uglerod, xlorit, seritsitdan tashkil topgan. Strukturası: blastopsammoalevritli, teksturasi: slanetsli va qayta kristallashgan. Psammitli donalar ko'p hollarda diametri 0,25 mm gacha bo'lgan, bir xil mineral tarkibidagi alevritli massasida teng miqdorda taqsimlangan burdalangan bo'laklar yoki o'tkir burchakli ko'rinishida uchraydi. Bu tog' jinsi fonida (6d,e-rasmlar) arsenopirit kristallari (prizmatik-jadvalli) nisbatan teng taqsimlangan va kamroq miqdorda izometrik pentagondodekaedrli va kubik ko'rinishidagi pirit donalari uchraydi; kristallarining maksimal kesimlari (uzunligi) 0,25 mm dan oshmaydi.

Sulfidlarining umumiy miqdori 2-3% ni tashkil qiladi (arsenopirit piritdan ko'ra ko'proq). Tog' jinsida mayda donali kvartsning ingichka tomirlari bilan bir qatorda, temirli karbonat uyullarida kvarts bilan to'ldirilgan qismlari ham keng tarqalgan.

Donalar o'lchami teng bo'lmagan dala shpat – kvartsli metaqumtosh. Tog' jinsida piritning donalari keng tarqalgan. Mineral tarkibi (% da): qumtosh donalari 75-80 (kvarts, dala shpati, kremniyli slanets va asosan yashirin donali andezitli massa), sementi bir xil tarkibdagi alevrit-pelitli. Pirit 3-5. Strukturası: psammitli notekis mayda donali; teksturasi — cho'zilgan bo'laklar mikro ko'rinishli uglerod tarkibli qatlamchalar bilan bir xil yo'nalishda aniq ifodalangan. Bo'laklarning zich joylashuvi nisbatan bir xil, ba'zi joylarda qatlamchalar bo'ylab cho'zilgan bo'laklarning bir xil yo'nalishda tarqalgan. Shlifda kvarts bo'laklarining andezit bo'laklarini "yarim qoplash" holatlari uchraydi, ya'ni ular bo'ylab rivojlana boradi. Pirit tog' jinslarida 0,1-0,35 mm monokristallar shaklida teng taqsimlangan (6f, g-rasm).

Dala shpat-kvarts-alevrit-slanetsli metaqumtosh. Kuchli kvartslashgan. Mineral tarkibi (% da): kvarts 85-90, kalsit 7-10, seritsit 1-2, uglerodli massa 1-1,5, anataz (leykoksen) 0,1-0,5. Strukturası: kuchli notekis donalidan blastoporfirigacha. Teksturasi: o'zaro kesishuvchi kvarts tomirchalari bilan slanetsli.

Psammitli kvars bo'laklari, kvarsning alevritli massasida kuchli blastik qayta kristallanishi natijasida, diametri 0,5 mm gacha bo'lgan porfirli ko'rinishlarni olgan. Slanetslanish sharoitida tog' jinsi juda faol ravishda qayta kristallangan va turli donali kvarsning ko'p sonli linzali to'plamlari hosil bo'lgan. Uglrodli modda ular orasida mikrolinza ko'rinishida taqsimlangan (6j, k-rasm). Anataz (leykoksen) diametri 0,1 mm gacha bo'lgan alohida donalar holda uchraydi (rasmda qora, rasmda sarg'ish).

Tog' jinsida granulyasiya belgilari mavjud, slanetslarni ko'ndalang ravishda mayda donali kvars tomirchalari kesib o'tgan. Tomirchalarning o'ziga xos xususiyatlari – bitta nikoldagi tog' jinsi bilan chegaraning ravshanligi va kesishgan nikollarda ularning xiralashishi kuzatiladi (6l, m-rasm). Tomirchada almashgan tog' jinsi teksturasi saqlanib qolgan. Bu tomirchalar yoriqlarni to'ldirmagan, balki qayta kristallanib ularni to'ldirgan.

Xulosa. Taushan konida ma'danli va ma'dan qamrovchi jinslar turli tarkibdagi slanetslar, qumtooshlar, alevrolitlar va lamprofirlardan tashkil topgan. Lamprofir daykalari asosan 141 sonli shaxta qo'shimcha lahmlarida yirik o'lchamlarda kuzatiladi, sharqqa qarab (220 metrgacha) kanavalarda ularning qalintigi kamayib boradi. Lamprofir daykalari ma'dandan oldin hosil bo'lgan, ularning tarkibida sulfidlar alohida donalar ko'rinishida joylashgan hamda kvars-sulfidli tomirlar bilan kesilgan. Tog' jinsi butun massasi bo'ylab jadal xoritlashgan va karbonatlashgan, bu jarayonlar jadal kechgan joylarida kuchli sulfidlashgan; lamprofirlardagi ma'danli minerallashuv notekis taqsimlanganligi bilan ajralib turadi.

Taushan konidagi lamprofir daykalari muhim ma'dan nazorat qiluvchi omil rolini o'ynaydi, shuningdek lamprofirlar tarkibi nordon gidrotermal eritmalarni neytrallash va shu bilan birga ma'danni sulfidli minerallar sifatida joylashishi uchun qulay geokimyoviy to'siq sifatida namoyon bo'lgan.

Bibliografik ro'yxat:

1. Karabaev M.S., Amirov E.M. va b. Jasaul ma'dan namoyoni oltin-kumush ma'danlari va qamrovchi jinslari moddiy tarkibi (Dovgiztov ma'danli maydoni) // *Geologiya i mineralnye resursy*, № 6. – Toshkent, 2021. 30-36 betlar.
2. Karabaev M.S. «Auminzatau va Bukantau tog'larining oltin minerallashuvi va oltin-noyob metallar minerallashuvining mineralogik-geokimyoviy xususiyatlari va qidiruv – baholash mezonlari». *Geologiya-mineralogiya fanlari doktori ilmiy darajasini olish uchun yozilgan dissertatsiya*. – Toshkent, 2017. – 186 bet.
3. Djurabaev A.B., Karabaev M.S., Amirov E.M., Orolov A.K. Taushan konining oltin minerallashuvi joylashuvi va moddiy tarkibi xususiyatlari (Quljuqtov, Markaziy Qizilqum) // *O'zbekiston konchilik xabarnomasi*, № 2(81) 2020. 11-14 betlar.
4. Aysanov YA.B., Egorov A.I. Quljuqtov tog'larining paleozoy hosilalarining geologik tuzilishi va minerallashuvining asosiy xususiyatlari. – Toshkent: Fan, 1978. – 120 bet.
5. Mirkamalov R.X., Divaev F.K., Temurov B.Z., Uzakov R.T. Quljuqtov tog'larining tektonik tuzilishi haqida. «*Geologiya, geofizika, petrologiya va metallogeniyaning fundamental va amaliy muammolari*». Xal. ilm. konferen. mat. – Toshkent: «Lesson Press», 2020. 150-153 betlar.
6. Razikov O.T. Zarafshon-Oloy zonasining oltin-noyob metallar va nodir metallar minerallashuvining metallogeniyasi (O'zbekiston). *Geologiya-mineralogiya fanlari doktori ilmiy darajasini olish uchun yozilgan dissertatsiya*. – Toshkent, 2022. – 194 betlar.
7. Razikov O.T., Maripova S.T., Xoshjonova K.K. Quljuqtov tog'larida oltin ma'danlashuvi joylashuvining geologik va strukturaviy omillari. *O'zbekiston konchilik xabarnomasi*, – № 2(77), 2019. 25-27 betlar.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2022, № 4 (91) pp. 43-47

MINERALOGICAL AND PETROGRAPHIC DESCRIPTION OF TAUSHAN ORE-COVERING ROCKS (KULDZHUKTAU MOUNTAINS)

¹Amirov E.M., Doctor of Philosophy (PhD) in geological and mineralogical sciences. E-mail: senior_researcher, amirov.7992@gmail.com.

²Moyliyev M.SH., Doctor of Philosophy (PhD) in geological and mineralogical sciences. E-mail: elshodmonov@mail.ru.

¹Yusupov A.B., Doctoral student. E-mail: yusupov1994@mail.ru.

²Sadirov R.M., Masters student. E-mail: sadirov9966@mail.ru.

¹Institute of Geology and Geophysics named after Kh.M. Abdullaev. Tashkent, Uzbekistan.

²National University of Uzbekistan. Tashkent, Uzbekistan.

The mineralogical and petrographic composition of the host rocks of the Taushan gold ore deposit has been found to be composed of volcanogenic-sedimentary (carbonaceous metasediments, siltstones and shales) and dyke magmatic formations, and the important ore-controlling significance of lamprophyre dikes has been noted.

Keywords: Kuldzhuktau mountains, Taushan gold deposit, mineralization, host rocks, mineralogical-petrographic composition, lamprophyres, ore-metasomatic processes.

Bibliographic list:

1. Karabaev M.S., Amirov E.M. and others. Material composition of gold-silver mines and covering rocks in the manifestation of the Jasaul mine (Daugistau mine area) // *Geologiya i mineralnye resursy*. No. 6. – Tashkent, 2021, pp. 30-36.
2. Karabaev M.S. «Mineralogical and geochemical features of gold mineralization and gold-rare-metal mineralization of the Auminzatau and Bukantau mountains and search and evaluation criteria». *Dissertations for the degree of Doctor of Geological and Mineralogical Sciences*. – Tashkent, 2017. – 186 p.
3. Dzhurabaev A.B., Karabaev M.S., Amirov E.M., Orolov A.K. Localization features and material composition of the gold mineralization of the Taushan deposit (Kuldzhuktau, Central Kyzylkums). *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. No. 2 (81), 2020, pp. 11-14.
4. Aisanov Ya.B., Egorov A.I. Geological structure and main features of minerageny of Paleozoic formations of the Kuldzhuktau mountains. – T.: Fan, 1978. – 120 p.
5. Mirkamalov R.H., Divaev F.K., Temurov B.Z., Uzakov R.T. On the tectonic structure of the Kuldzhuktau mountains. «*Fundamental and applied problems of geology, geophysics, petrology and metallogeny*». *Mat. international scientific conferences*. – Tashkent: publishing house "Urok press", 2020, pp. 150-153.
6. Razikov O.T. Metallogeny of gold-rare-metal and rare-metal mineralization of the Zarafshan-Altai belt (Uzbekistan). *Dissertations for the degree of Doctor of Geologo-mineralogicheskoye nauki*. – Tashkent, 2022. – 194 p.
7. Razikov O.T., Maripova S.T., Khoshzhanova K.K. Geological and structural factors of localization of gold mineralization in the Kuldzhuktau mountains. *Gorniy Vestnik Uzbekistana*. No. 2 (77) 2019, pp. 25-27.

КОМПЛЕКСНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ МИНЕРАЛЬНЫХ СОЛЕЙ ОЗЕРА МУЛЛАЛЫ ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ



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



Мирзаев А.У.,
председатель
Навоийского отделения АН РУз,
д.г.-м.н., профессор



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

Ushbu maqolada Markaziy Qizilqumning Mullali ko'lli to'g'risidagi ma'lumotlar keltirilgan, hududning o'rganilganlik tarixi va sharhli xaritasi tavsiflangan. Mullali ko'llining mineral tuzlari kompleks o'rganilganligi hamda geologik qirgimlari va kosmikstrukturaviy sxemalari va ushbu ko'ldagi suvning kimyoviy tahlil natijalari keltirilgan. Hududda qo'shimcha geologik qidiruv ishlari olib borish zarurligi asoslangan.

Tayanch iboralar: mineral, mineral tuzlar, karbonat, xarita, geologik qirgim, geologik qidiruv ishlar, kimyoviy tahlil, mutlaq balandlik.

В материале приведена информация о соленосном озере Муллалы Центральных Кызылкумов, описана история изучения района и представлена обзорная карта места ее расположения. Проведено комплексное исследование минеральных солей, представлены геологический разрез и космическая структурная схема, а также результаты анализа химического состава воды озера Муллалы. Обоснована необходимость проведения дополнительных геологоразведочных работ на данной территории.

Ключевые слова: минеральные соли, геологический разрез, геологоразведочные работы, геологическая карта, химический состав, абсолютная высота.

Во всем мире проводится ряд целевых исследований по научному обоснованию химического и вещественного состава различных соленых озер, их свойств, расположения и причин возникновения, а также возможность использования этих солей в народном хозяйстве. В частности, особое внимание уделяется поиску современных соленых озер на основе определения минералого-геохимических особенностей соляных отложений, их структурных условий и литологических свойств. В нашей стране, в соответствии с современными требованиями и реформированию отрасли за последние годы осуществляется ряд мер по усовершенствованию работ в сфере геологии. В результате, на территории Кызылкумов, которые наполняются за счет сезонных атмосферных осадков и подземных вод и высыхают из-за высокого испарения в летние месяцы, определены химический и вещественный составы солевых отложений и причины их образования. Исходя из этого, особое научно-практическое значение обретает изучение литолого-структурных особенностей соленых озер и разработка комплекса научных методов прогноза по выявлению новых источников соленаккумуляции.

Известно, что в народном хозяйстве минеральные соли находят широкое применение. Так, например, применение поваренной соли и её продуктов находит место в 1500 производствах. Кроме того, в разных отраслях промышленности широко применяются хлоридные, сульфатные, карбонатные, бикарбонатные и другие соли.

Минеральные соли – это породы, состоящие из водорастворимых минералов, выпадающих при испарении воды в открытых водоёмах (галогеенные эвапориты). Месторождения минеральных ископаемых древних и современных солей отличаются многообразием химического состава, геологического строения и условиями образования.

Минеральные соли озера Муллалы.

В Центральных Кызылкумах примерно в 40 км север-северо-восточнее г. Кенимех и в 10-12 км восток-северо-восточнее с. Коча, между западными погружениями гор Актау и Каратау располо-

жено озеро Муллалы. В 1-2 км западнее от озера проходит автомобильная дорога, которая соединяет районные центры городов Канимех и Тамды (рис. 1).

Озеро Муллалы было обследовано многочисленными исследователями, в числе которых были Леонов В. (1896), Ефимов А.Д. (1928), Бергман А.Г. (1935, 1946), Дзенс-Литовский А.К., Дружинина И.Г., Просоедов И.К. (Рабокова З.К., Просоедов И.К., 1960) и др.

В опубликованных и фондовых работах имеются сведения о строении и химическом составе озера Муллалы. Однако, в научной литературе минеральный состав солей озера Муллалы длительное время оставался недостаточно освещенным [1-2].

Озерная впадина заложена в зеленоватых мергелистых и гипсоносных глинах мелового возраста. Глубина озера достигает до 10-15 м, а размер площади примерно 2х8 км. Она вытянута почти в меридиональном направлении.

Уклон западного берега впадины достаточно крутой и практически на всём своём протяжении сложен коренными породами. Восточный берег выглядит относительно пологим и покрыт бугристыми барханными песками.

Дно впадины сложено озёрными, а также песчаными и суглинистыми делювиально-пролювиальными отложениями. Мощность суглинистых делювиально-пролювиальных и озерных отложений составляет около 3 м (рис. 2).

Озерные осадки представлены залежью загрязненного сульфата натрия, где мощность залежи доходит до 1,5 м.

Значительную часть года в озере Муллалы отсутствует поверхностный слой рапы. В сезон наибольшего обводнения района зеркало озера увеличивается и достигает размера 1,5х4 км. Поверхность озера осенью покрывается пушонкой тенардита, мощность которого доходит до 20 см. После, ниже тенардита, следует мирабилит, имеющий прослойки с примесью иловатого материала [3].

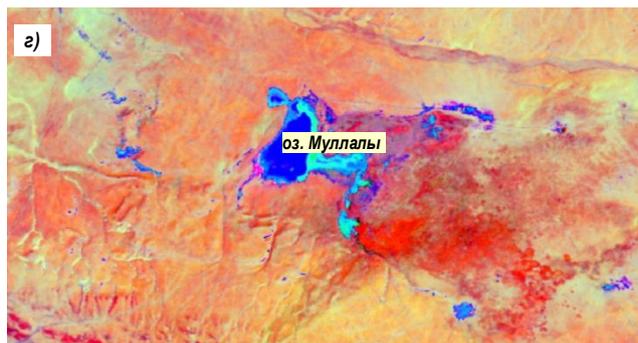


Рис. 3. Космические снимки разновременной съёмки (масштаба 1:50 000) по участку оз. Муллалы: а – композитное космическое изображение Landsat-5 (1994 г.); б – космический снимок Landsat-7 (26 июля 2000 г.); в – космический снимок Landsat-8 (6 июня 2013 г.); г – результаты методом обработки ITS

Так, были выявлены: сближение краёв закрытых частей территории; положение разломов, изменение их простирания; определено положение секущих трещин, часто скрытого характера; разломы субширотного направления находящиеся перпендикулярно к простиранию складчатой системе, которые устанавливаются благодаря дешифрированию космических снимков (рис. 6) [10].

Таблица 1
Минеральный состав (по данным микроскопических исследований с учетом данных химического анализа)

№	Название породы	Галит	Тенардит	Мирабилит	Астраханит	Епсомит	Гипс	Карбонат	Глинистый минерал
1.	Мирабилит	2-3%	10-12%	80-90%	–	–	–	–	2-3%
2.	Мирабилит	1-2%	–	70-80%	–	–	2-3%	–	5-10%

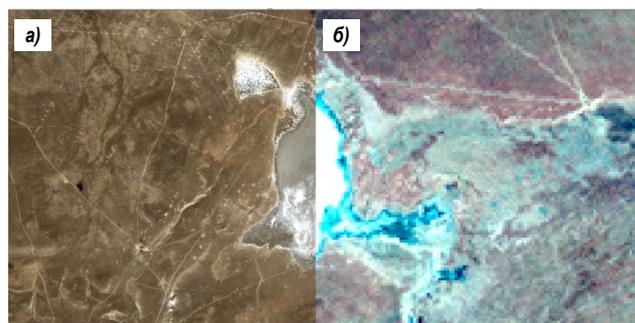


Рис. 4. Сравнение пространственного разрешения космических снимков (оз. Муллалы): а – Worldview-2 (1,4 м) и б – Landsat-7 (30 м)

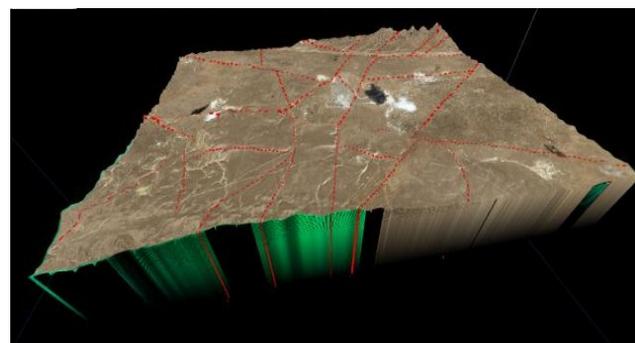


Рис. 5. Линеamentное блоковое строение оз. Муллалы (в 3D)



Рис. 6. Параллельное линеamentное строение оз. Муллалы (в 3D)

В ходе исследования также применена спектральная обработка космических снимков Ландсат-5, 7 и 8 для картирования полигональных зон засоленности за счет изменения физических свойств изучаемого объекта.

Проведение комплексного исследования минеральных солей Центральных Кызылкумов позволило целенаправленно подойти к разработке методологии и практики проведения поисковых работ в оптимальных местах соленакпления, а также геолого-экономической оценки изучаемой площади. Кроме того, осуществлённый структурный анализ способствовал определению роли тектонического строения при формировании озерно-почвенного соленакпления.

Дешифрированием в пределах озера Муллалы установлены многочисленные разломы и трещины, формирующиеся как отдельные структуры.

Использование комплекса методов исследования дало возможность картографировать потенциальные места накопления соленых

месторождений и их границы, а также прогнозировать дальнейшую миграцию засоленности Центральных Кызылкумов.

В результате комплексного применения методов исследования в районе озера Муллалы выявлены мощные залежи зеленых глин эоценового возраста, имеющие преимущественно монтмориллонитовый состав, который подтверждён микроскопическими и термическими исследованиями, а также измерением величины набухаемости. Кроме того, применение в процессе исследования методов обработки космических снимков – композитных космических изображений Landsat-5, космических снимков Landsat-8, PCA и Hydrothermal Composition в процессе исследования озера Муллалы способствовало получению наиболее полной и достоверной информации в отношении состава пород озера Муллалы.

Библиографический список:

1. Бергман А.Г. Краткие сведения о соленых озерах Муллалы, Алеули, Агитма, Чингильды, Султан-Санджар, Ходжалы-Саят, Денгиз-Куль // Месторождения, геологическое строение, состав рапы, ориентировочные запасы солей, описание соляных куполов. – Ташкент 1934. – С. 55-61.
2. Бедер Б.А. Результаты рекогносцировочного обследования соляных озер Тускан, Мулалы и др. УзССР и КазССР. – Ташкент, 1946. – С. 35-42.
3. Рубанов И.В. Современные солевые отложения Центральных Кызылкумов, 1961 г. – 71 с.
4. Рубанов И.В. Неоген-антропогенные сульфатноносные образования. В кн. Постпалеозойские отложения Узбекистана. Изд-во: «Фан», УзССР. – Ташкент, 1973 г. – С. 33-38.
5. Бедер Б.А. К вопросу об изучении минеральных вод и соляных озер Узбекистана // Материал по гидрогеологии и инженерной геологии УзССР. – Вып.1. Комитет наук УзССР. – Ташкент, 1935. – 450 с.
6. Дзэнс-Литовский А.И. Почва окрестностей озера Мулалы, 1934. – 280 с.
7. Мирзаев А.У., Плещенко И.В. Минеральные соли современных озер Центральных Кызылкумов // Актуальные проблемы геологии, геофизики и металлогении. Материалы научно-практической конференции, 2017 г. – С. 314-318.
8. Рубанов И.В. и др. Хлор-магниевые растворы (бишофит) Лявляканских озер Кызылкумов – лечебное полезное ископаемое. Узбекский геологический журнал. – № 5, 1991 г. – С. 23-28.
9. Златопольский А.А. Мультимасштабный анализ ориентации текстуры поверхности Земли. Особые масштабы. Третья часть. Иерархия долин // Современные проблемы дистанционного зондирования Земли из космоса. – Т. 14. 2017. – № 5. – С. 37-46.
10. Нурходжаев А.К., Тогаев И.С., Шамсиев Р.З. Методическое руководство по составлению космогеологической карты Республики Узбекистан на основе цифровых космоснимков. – Т.: ГП «ИМР», 2017. – 200 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2022, № 4 (91) pp. 48-51

A COMPREHENSIVE STUDY OF THE MINERAL SALTS OF LAKE MULLALY OF THE CENTRAL KYZYLKUM

¹Sharipov Sh.F., Head of Department, PhD. E-mail: geologist_uzbekistan@mail.ru.

¹Mirzaev A.U., Chairman. d.g.-m.s., Professor.

²Zairova F.Yu., Engineer of the Innovation Center for the Introduction of New Technologies. E-mail: FY.Zairova@ngmk.uz.

¹Head of the Department of the Navoi Branch of the Uzbekistan Academy of Sciences. Navoi, Uzbekistan.

²JSC Navoi Mining and Metallurgical Combine. Navoi, Uzbekistan.

The material provides information about the salt lake Mullaly of Central Kyzylkum, describes the history of the study of the area and presents an overview map of its location. A comprehensive study of mineral salts was carried out, a geological section and a cosmostructural scheme were presented, as well as the results of the analysis of the chemical composition of the water of Lake Mullaly. The necessity of carrying out additional geological exploration in this area is justified.

Keywords: mineral salts, geological section, geological exploration, geological map, chemical composition, absolute altitude.

Bibliographic list:

1. Bergman A.G. Brief information about the salt lakes of Mullaly, Aleuli, Agitma, Chingildy, Sultan-Sanjari, Khojali-Sayat, Dengiz-Kul // Deposits, geological structure, brine composition, approximate salt reserves, description of salt domes. – Tashkent 1934, pp. 55-61.
2. Beder B.A. Results of reconnaissance survey of salt lakes Tuskani, Mullaly and others. UzSSR and KazSSR. – Tashkent, 1946, pp. 35-42.
3. Rubanov I.V. Modern salt deposits of the Central Kyzylkum, 1961. – 71 p.
4. Rubanov I.V. Neogene-Anthropogenic sulfate-bearing formations. In book. Post-Paleozoic deposits of Uzbekistan. Publishing house: «Fan», UzSSR. – Tashkent, 1973, pp. 33-38.
5. Beder B.A. To the question of the study of mineral waters and salt lakes of Uzbekistan // Material on hydrogeology and engineering geology of the UzSSR. – Issue 1. Committee of Sciences of the Uzbek SSR. – Tashkent, 1935. – 450 p.
6. Dzents-Litovskiy A.I. Soil of the vicinity of Lake Mullaly, 1934. – 280 p.
7. Mirzaev A.U., Pleshchenko I.V. Mineral salts of modern lakes of the Central Kyzyl Kum // Actual problems of geology, geophysics and metallogeny. Materials of the scientific and practical conference, 2017, pp. 314-318.
8. Rubanov I.V. and others. Chlorine-magnesium solutions (bischofite) of Lyavlyakansky lakes of Kyzylkum - a medicinal mineral. Uzbekskiy geologicheskij zhurnal. – No. 5, 1991, pp. 23-28.
9. Zlatopolskiy A.A. Multi-scale analysis of the texture orientation of the Earth's surface. special scales. The third part. Hierarchy of valleys // Modern problems of remote sensing of the Earth from space. – T. 14. 2017. – No. 5, pp. 37-46.
10. Nurkhodzhaev A.K., Togaev I.S., Shamsiev R.Z. Methodological guide for compiling a cosmostructural map of the Republic of Uzbekistan based on digital satellite images. – T.: GP «IMR», 2017. – 200 p.

КОМПЛЕКСИРОВАНИЕ СЕЙСМОРАЗВЕДКИ ОГТ-2Д И ЭЛЕКТРОРАЗВЕДКИ ПРИ ИЗУЧЕНИИ КАЙНОЗОЙСКИХ ОТЛОЖЕНИЙ ФЕРГАНСКОЙ ВПАДИНЫ



Урмонов А.Х.,
геолог
филиала «ФГЭ» АО «Узбекгеофизика»,
к.г.-м.н.



Камолов А.С.,
ведущий геофизик
филиала «ФГЭ» АО «Узбекгеофизика»

Maqolada Farg'ona botiqligida kaynazoy yotqiziqlarini o'rganishda seysmorazvedka OGT-2D va elektr qidiruv usullari majmuasini qo'llanilishi yoritilgan. Akbarobod maydonining geologic tuzilishi va istiqbolli tuzilmalar tasnifi yoritilgan. Elektr qidiruvning usullari ChZ-VP, VEZ-VP, MTZ complex majmuasi keltirilgan. Ishlab chiqarish sur'atini oshirish, olinayotgan ma'lumotlar sifatini yaxshilash va bajarilgan ish tannarxini kamaytirish uchun mukammallashtirilgan ko'p elektrodli nosimmetrik zondlash usuli taklif etilgan. Ko'p elektrodli nosimmetrik zondlashning dalada bajarish usuli keng joritilgan/ Geologik va uslubiy yo'nalishdagi takliflar berilgan.

Tayanch iboralar: seysmorazvedka, OGT-2D, elektrorazvedka, anomaliya, migratsiya, uglevodorod, monoklinal, ChZ-VP, VEZ-VP, MTZ, otrajayushiy gorizont, ko'pelektrodno zondlash.

V stat'ye rassmatrivayetsya kompleksnoe primeneniye seysmorazvedki OGT-2, 3D i elektrorazvedki pri izucheni kайнозойских отложений Ферганской впадины. Освещено геологическое строение перспективного на обнаружения нефти и газа Акбаробадского участка, дана характеристика выявленным здесь сейсморазведкой перспективным структурам. Приведены результаты электроразведочных исследований комплексом методов ЧЗ-ВП, ВЭЗ-ВП и МТЗ. Предложен усовершенствованный способ несимметричного многоэлектродного зондирования, с целью повышения производительности труда, и качества полевых материалов, а также снижения стоимости работ. Подробно описана методика выполнения полевых работ способом несимметричного многоэлектродного зондирования. Даны рекомендации геологического и методического характера.

Ключевые слова: сейсморазведка, ОГТ-2Д, электроразведка, аномалия, миграции, углеводород, моноклинали, МТЗ, ЧЗ-ВП, ВП-ВЭЗ, отражающий горизонт, многоэлектродное зондирование.

Ферганская межгорная впадина является одной из «старейших» нефтегазодобывающих областей Республики Узбекистан с доказанной промышленной продуктивностью в стратиграфическом диапазоне от верхне-палеозойского возраста до неогенового включительно.

Нефтегазоперспективность региона обоснована наличием различных типов ловушек: антиклинальных, тектонически – экранированных и неантиклинальных, а также перспективными и прогнозными ресурсами углеводородного сырья. Это свидетельствует о целесообразности дальнейшего проведения геолого-геофизических работ на нефть и газ.

Вопросы геолого-геофизической изученности, литолого-стратиграфическая характеристика разрезов, тектоническое строение, нефтегазоносность со стратиграфической приуроченностью, их фазовым составом, результаты геологоразведочных работ, степени освоения Ферганской впадины исследованы и освещены многими исследователями [1-3, 5].

В условиях Ферганской впадины при изучении кайнозойских отложений и для повышения качества подготовки структур к глубокому бурению комплексно применяются результаты сейсморазведки ОГТ-2, 3Д и электроразведки ЧЗ-ВП, ВЭЗ-ВП и МТЗ [6, 7].

Одним из наиболее перспективных участков на нефть и газ является Палванташ-Ханкызский участок Южной ступени и примыкающая к ней Алтыарыкская зона локальных поднятий Южного переходного пояса. В их пределах и на соседних площадях за последние десятилетия сейсморазведочными работами ОГТ были

переданы в глубокое поисковое бурение структуры: Южный Гумхана, Южный Акбаробад, Найнова, Северный Палванташ, Байналминал, Центральный Аввал, Учтепа; Чакар; Шим. Хаккулабад и др. Открытие месторождения нефти и газа в меловых и юрских отложениях в юго-восточной части впадины, благоприятные условия для образования неантиклинальных ловушек различных типов являются основой для постановки комплекса геофизических работ сейсморазведки ОГТ-2, 3Д, электроразведки ЧЗ-ВП, ВЭЗ-ВП, МТЗ и несимметричного многоэлектродного зондирования [5-7].

Высокая оценка прогнозных ресурсов углеводородов этого участка подтверждается наличием разрабатываемых месторождений Палванташ, Западный Палванташ, Гумхана и др. с залежами нефти в отложениях от неогенового до верхне-палеозойского возраста, а также открытием новых месторождений, таких как Учтепа, Чакар, Центральный Аввал, Кашкаркир и др.

Другой особенностью геолого-структурного строения этой зоны является флексурно-разрывное строение, обуславливающее обилие каналов для вертикальной и горизонтальной миграции свободных углеводородов по всему осадочному чехлу.

Для уточнения геологического строения и детализации структуры Восточный Акбаробад была проведена сейсморазведка ОГТ-2Д. В пределах изучаемой структуры выявлено нарушение амплитуды около 600 м, оно проходит через южное крыло структуры. Складка по палеогеновым горизонтам представляет собой тектонически-экранированную ловушку. Размеры ее по замкнутой изогипсе – 3150 м составляют 5,5 x 1,5 км, амплитуда более 200 м.

К северу от Восточно Акбарабадской структуры выделена Баистанская тектонически-экранированная ловушка. Размеры ее по замкнутой изогипсе – 3850 м составляют 4,5 x 1,7 км, амплитуда около 300 м.

Антиклиналь Урабаши расположена севернее структуры Северный Палванташ, северо-восточного простирания. Южное крыло и восточная периклиналь складки осложнены тектоническими нарушениями. Предварительные размеры по замкнутой изогипсе – 2300 м составляют 3,0 x 0,9 км, амплитуда 150 м.

Северные окончания профилей ОГТ, пересекающих структуры Западный Палванташ, Северный Палванташ и Урабаши показывают ступенчатое погружение опорного отражающего горизонта к центру впадины, тем самым подтверждая наличие здесь нарушений субмеридианального и северо-восточного простирания.

Севернее и западнее месторождения Палванташ прострассированы тектонические нарушения, образующие перспективные тектонически экранированные ловушки УВ.

Одной из них является структура Зиндантепа. Она ограничена разрывными нарушениями с юга и севера. Ее размеры по изогипсе 1600 м составляют 2,0 x 0,6 км, амплитуда более 100 м.

Севернее Зиндантепинской отмечена Салимская малоразмерная тектонически-экранированная ловушка. По результатам электроразведочных работ ВЭЗ-ВП на этом участке получены парные аномалии коэффициента поляризуемости – η и \square , сходные с аномалиями на площади месторождения Ханкыз. Здесь нами рекомендуются дополнительные сейсморазведочные работы, с целью уточнения геометрии структуры.

Данный участок отличается наибольшим стратиграфическим диапазоном нефтегазоносности. В его пределах, исследованиями сейсморазведки ОГТ-2Д, подготовлены и переданы в поисковое бурение объекты Северный Палванташ и Южный Акбарабад. Кроме того, здесь выявлено 6 малоразмерных объектов: Боистон, Урабаши, Салим, Зиндантепа, Нарай и Учтал.

Электроразведочные исследования были проведены комплексом методов: МТЗ, ЧЗ-ВП и ВП-ВЭЗ, которые достаточно хорошо зарекомендовали себя в последнее десятилетие на Южном борту и прилегающих к нему территорий Ферганской впадины. На площади Восточный Акбарабад и Боистон методом МТЗ выполнено 4 профиля, причем три продольных (28,30,32051905) и один поперечный – 57051905 (рис. 1).

Таким образом, контур вынесен на карту результатов электроразведки методами ЧЗ-ВП, ВП-ВЭЗ и сопоставлен со структурной картой по опорному отражающему горизонту (Т) \square_2 (опорный отражающий горизонт) приуроченного к кровле V – пласта палеогеновых отложений (Мадалимов И.У., 2004). В результате получены две аномальные зоны: Восточный Акбарабад и Боистон (рис. 1).

По методу МТЗ следует иметь в виду, что эффективная глубина – это не истинная глубина, но тем не менее можно предположить, что аномалеобразующий объект залегает выше отражающего горизонта \square_2 .

Аномальные зоны и тектонические нарушения вынесены на карту и совмещены со структурной основой, построенной по горизонту (Т) \square_2 по данным сейсморазведки ОГТ-2Д (Мадалимов И.У., 2004).

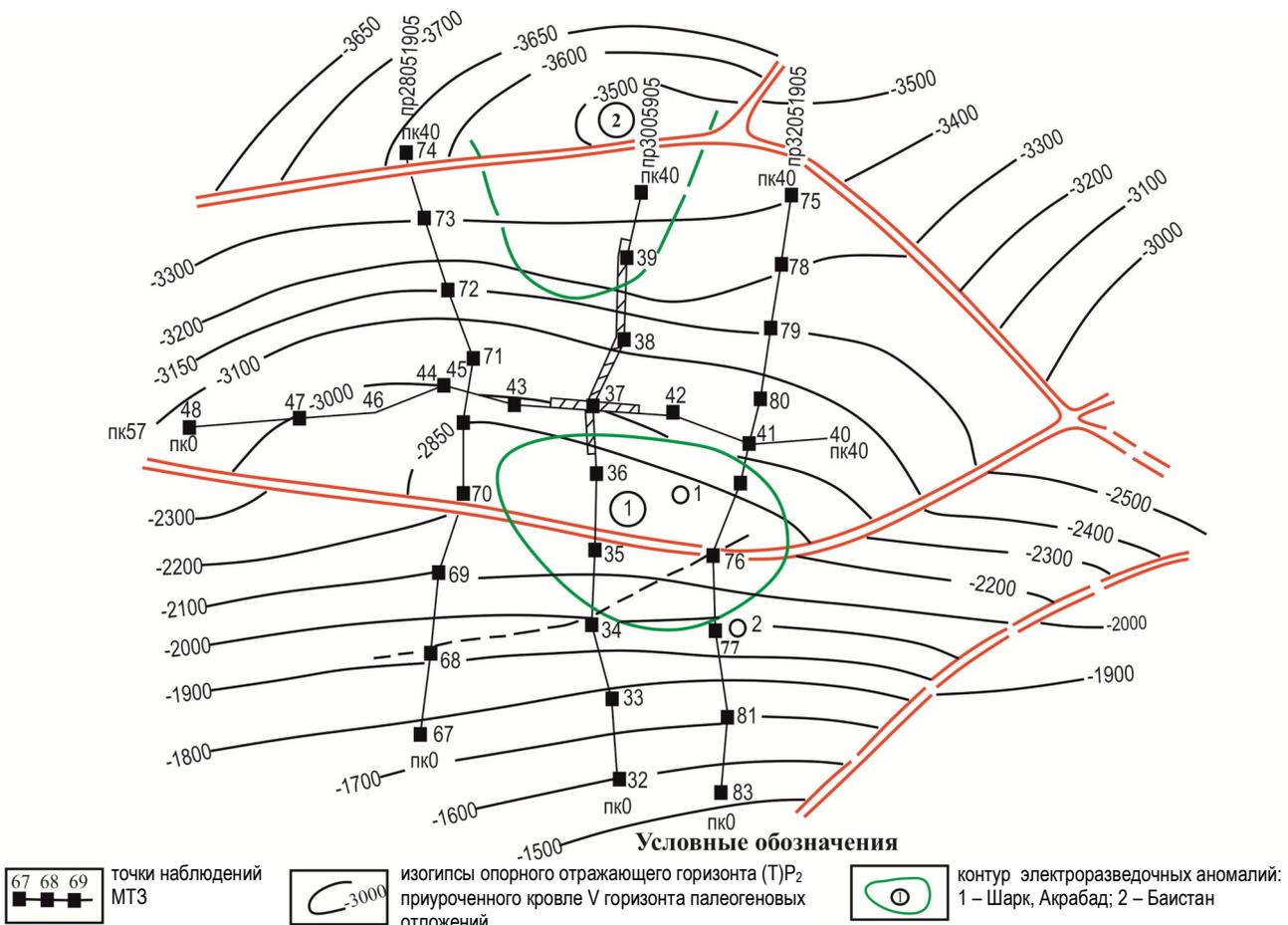


Рис. 1. Результаты комплексных исследований ВП-ВЭЗ, ЧЗ-ВП, МТЗ. Площадь Восточный Акбарабад

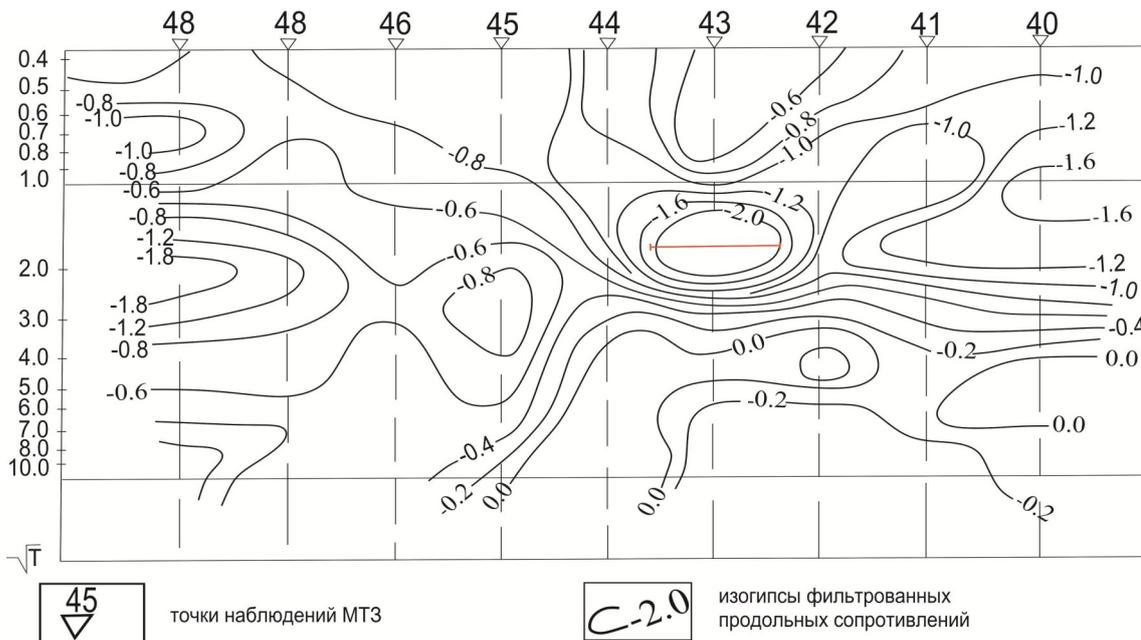


Рис. 2. Геоэлектрический разрез фильтрованных продольных сопротивлений методом МТЗ по профилю 57051905. Площадь Восточный Акбарбад

По материалам МТЗ чётко выделяется разлом, проходящий через точки 68, 34, 76. Кроме того, профилем 57051905 выделяются поперечные разломы, расположенные между точками МТЗ 44,43 и 41. Аномальные зоны по материалам МТЗ выделены на двух вза-

мопересекающихся профилях точками 37, 38, 39 и смещены относительно центра структуры на север.

По результатам электроразведочных исследований на карту вынесены наиболее вероятные контуры аномалий, полученные по трем вариантам интерпретации материалов ЧЗ-ВП и ВЭЗ-ВП, а также аномалии МТЗ ρ_{xy} . Аномалии ЧЗ-ВП и ВЭЗ-ВП, названные Восточный Акбарбад и Боистон, выделенные по геоэлектрическому разрезу фильтрованных сопротивлений МТЗ (рис. 2) удовлетворительно увязываются с одноимёнными структурами, что нельзя сказать об аномалии МТЗ, которая расположена между ними. Из вышесказанного следует вывод, если аномалеобразующий объект имеет место в разрезе, то размеры его столь незначительны, что вряд ли могут представлять интерес с точки зрения разведочного бурения.

В Ферганской впадине все виды геофизических работ проводятся в условиях «культурной» зоны, т. е. все участки работ осложнены множеством ирригационных сооружений, хлопковых полей и других сельхозкультур, проселочных дорог, поселков и кишлаков, интенсивным движением сельхозмашин и других видов транспорта.

В условиях высокого фона помех и сложных поверхностных условий многократные размоточно-смоточные работы кабелей, установки электродов и других видов работ приводят к потере рабочего времени, износу полевого оборудования, снижению качества получаемой информации.

Учитывая вышеуказанные факты, предлагается усовершенствованный способ несимметричного многоэлектродного зондирования, с целью повышения производи-

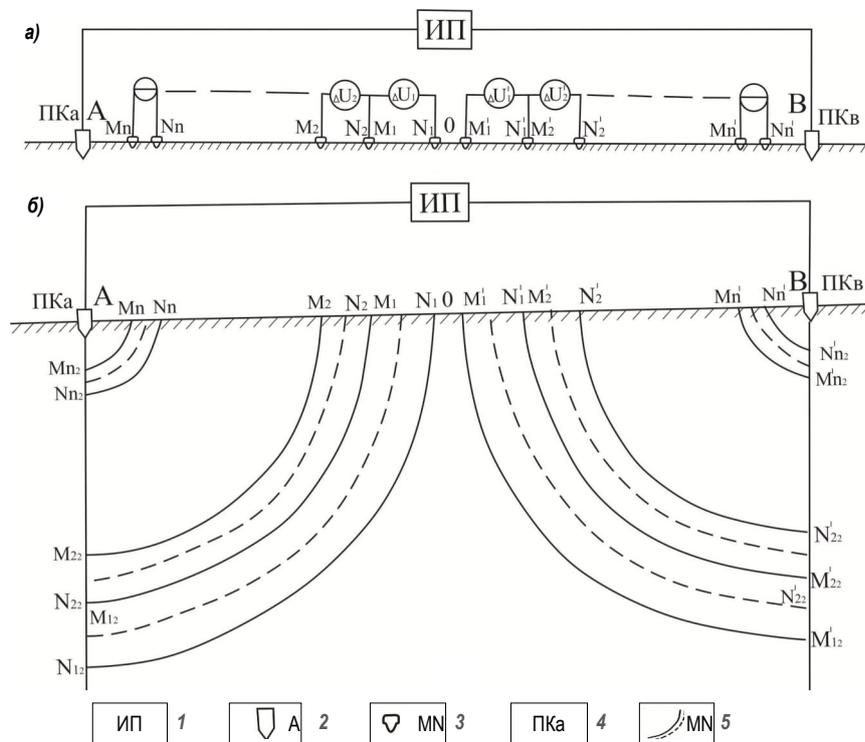


Рис. 3. Схема установки и распределения эквипотенциальных линий электрического поля: а) – схема установки несимметричного многоэлектродного зондирования с фиксированными электродами питания; б) – распределения измеряемых эквипотенциальных линий в земле; 1 – источник питания; 2 – питающий электрод; 3 – измерительный электрод; 4 – точка расположения электрода; 5 – схема распределения эквипотенциальных линий

тельности труда, повышения качества полевых материалов и снижения стоимости работ. На практике нефтегазопоисковых электроразведочных работ часто применяется четырех электродная симметричная установка, состоящая из питающей линии с электродами заземления А и В, и между ними приёмная линия с электродами М и N. Зондирование с этой системой начинают с малым разномом АВ и измеряют разности потенциалов DU, затем, не меняя положение центра установки увеличивают разном АВ, увеличивая, тем самым, расстояние между питающими и приёмными электродами и, вновь, измеряют DU и т.д.

Размер приёмной линии при увеличении разнома АВ может быть увеличен, если измеряемый сигнал на предыдущем разноме АВ приблизился к минимально допустимому [4].

Частным случаем четырех электродной установки является установка Веннера, в которой $MN = \frac{1}{2} AB$ [4]. Недостатком является необходимость многократно (до 9 раз) менять размер АВ, соответственно и их заземления.

На рис. 3а приведена схема предлагаемой несимметричной многоэлектродной установки зондирования. В состав установки входят: источник питания – ИП, приборы для измерения DU, питающая линия с фиксированными электродами заземления А и В, и приёмные линии с электродами заземления М и N.

Длину питающей линии АВ выбирают равной максимальному разному, в соответствии с требуемой глубиной исследования, кратным пикетному шагу. Поэтому, если электрод А заземляют в пикете ПК – а, то электрод В будет заземлен в пикете ПК – в. Например, при АВ = 200 м и пикетном шаге 250 м электрод А заземляют в ПК1 и электрод В в ПК9.

Междуэлектродное расстояние АВ в точке «0» (ПК5) разделяют на два равных $A0 = 0B$ участка. На каждый участок устанавливают «п» количество приемных линий с электродами заземления MN, «п» принимается равным количеству разномов АВ, предусмотренных стандартом для осуществления нормального зондирования. Длины приемных линий M_1N_1 и $M_1'N_1'$ максимальные, так как соответствуют максимальному разному, а длины приёмных линий M_nN_n и $M_n'N_n'$ минимальные, как соответствующие минимальному разному АВ. Количественные длины MN рассчитывают из условия получения разности потенциалов DU между приёмными электродами, достаточными для измерения их с требуемой степенью точности.

Эквипотенциальные линии электрического поля в земле показаны на рис. 3б, в виде концентрических четвертей окружностей. Измерительный прибор измеряет разности потенциалов поочередно, измеряется в каждой приемной линии. Например, электроды M_1N_1 приёмной линии снимают потенциалы эквипотенциальных линий M_1M_{12} и N_1N_{12} , электроды M_2N_2 снимают потенциалы эквипотенциальных линий M_2M_{22} и N_2N_{22} , и электроды M_nN_n снимают по-

тенциалы эквипотенциальных линий M_nM_{n2} и N_nN_{n2} (здесь индекс «2», например в M_{12} означает, что данная точка находится в глубине земли, где эквипотенциальная линия пересекает ось заземления и т.д.). Штриховые четверти окружности являются линиями записи для каждой приёмной линии MN. Они показывают, что множество точек записи от дневной поверхности до самой глубокой точки в земле, в которых DU и, соответственно, сопротивления ρ_k принимаются равными.

Как видно из рис. 3б, с удалением MN от центра «0» и приближением к электродам заземления А или В, глубинная точка записи (место пересечения линии записи с осью заземления) поднимается к дневной поверхности.

Из вышеизложенного можно заключить, что несимметричная многоэлектродная установка с фиксированными электродами заземления питающей линии на одной стоянке позволяет снять и построить кривую зондирования, т.е. зависимость ρK от разномов для пикетов ПКа и ПКв (например для ПК1 и ПК9) [2].

$$\rho K = \frac{\Delta U}{I} K_{уст}$$

где $K_{уст}$ – коэффициент установки.

Выключив ИП, после исчезновения зондирующего тока, соответственно созданного им поля в земле, приёмные линии изменяют разность потенциалов вызванной поляризации $DU_{вп}$ и построят кривую зависимости η от разномов:

$$\eta = \frac{\Delta U_{вп}}{\Delta U} 100\%$$

Затем, установку передвигают на один пикетный шаг и производят зондирование для следующих двух пикетов.

Таким образом, применение предлагаемого способа зондирования позволяет повысить производительность труда более чем в два раза и, за счёт устранения многократной смотки, намотки и транспортировки катушек питающей линии, снизить стоимость одной ф.т. в два раза. Дифференцированное изучение поляризационных явлений позволяет ориентировочно судить о месте нахождения многокомпонентной среды, которая является очагом образования объемных зарядов-источников вызванной поляризации, и, в конечном итоге, повысить эффективность проводимых электроразведочных работ на нефть и газ.

Рекомендуется:

- комплексирование геофизических методов электроразведки с сейсморазведкой с целью взаимной увязки их результатов и стратификации электроразведочных аномалий при подготовке структур Южной ступени;
- в связи с тонкостью решаемых поисковых задач, необходимо проводить исследования на современных и высокоразрешающих модификациях сейсморазведки МОГТ – 3Д.

Библиографический список:

1. Абдуллаев Г.С., Богданов А.Н., Эйдельмант Н.К. Современное состояние и перспективы развития геологоразведочных работ на нефть и газ в Ферганском регионе Республики Узбекистан. Нефтегазовая геология. Теория и практика. – Т. 16, – № 2. – Санкт-Петербург: АО «ВНИГРИ», 2021. – 26 с. http://ngtp.ru/rub/2021/15_2021.html.
2. Акрамходжаев А.М. и др. Предпосылки формирования зон распространения литологических и стратиграфических залежей нефти и газа Ферганы. – Москва: «Недра», 1973. – 207 с.
3. Зуннунов Ф. Х., Зильберштейн М.Б. и др. Глубинное геологическое строение Ферганской межгорной впадины и его изучение геофизическими методами. – Ташкент: «Фан», 1973. – С. 5-12
4. Матвеев Б.К. Электроразведка. 2-е изд. – Москва: «Недра», 1990. – 368 с.
5. Урмонов А.Х., Мажидов Э.К. Перспективы нефтегазоносности меловых отложений юго-восточной Ферганы. Сборник материалов научно-практической конференции. «Актуальные проблемы нефтегазовой геологии и инновационные методы и технологии освоения углеводородного потенциала недр», 10-11 октября 2019 г. – Ташкент. – С. 76-73.
6. Урмонов А.Х., Алиев С.А., Дададжанов А.Д. Использование электроразведки для поисков нефти и газа в условиях Центральной Ферганы // Материалы международной научно-практической конференции «Теоретические и практические аспекты нефтегазовой геологии центральной Азии и пути решения современных проблем отрасли». – Ташкент, 2009. – С. 88-90.
7. Юлдашев Г.Ю., Сорокотяга А.П. Пути повышения эффективности электроразведочных работ при прогнозировании продуктивности выявленных и новых перспективных объектов на восточной части Ферганской впадины. Вестник НУУЗ-2015. – № 3/1. – С. 134-141.

ИСКУССТВЕННОЕ ВОСПОЛНЕНИЕ ПОДЗЕМНЫХ ВОД В ЮЖНОМ ПРИАРАЛЬЕ



Закиров М.М.,
профессор кафедры
«Гидрогеология, инженерная
геология и геофизика»
ТГТУ им. И. Каримова, д.г.-м.н.



Джаксымуратов К.М.,
заместитель директора
по научной работе и инновациям
Нукусского филиала НГГТУ,
доцент, к.г.-м.н.



Рашидова Р.К.,
и.о. доцента кафедры
«Добыча и переработка руд редких и
радиоактивных металлов» НГГТУ, PhD

Ekologik inqiroz mintaqasi bo'lgan Janubiy Prearalida ichimlik suvi muammosi keskin, dengizning qurishi ekotizimning holatiga salbiy ta'sir ko'rsatdi. Bunday sharoitda chuchuk suv manbalari daryo bo'yidagi qumli konlar bilan chegaralangan yer osti suvlari linzalaridir. Amudaryo va Qizketken, Kegeyli, Quvonishjama va boshqalar kanallari. Viloyatdagi mavjud suv olish inshootlarida bu linzalardan foydalangan holda ularni saqlash va tuzsizlantirish usuli bilan kamayib ketish va ifloslanishdan himoya qilish zarurati paydo bo'ldi. Yer osti suvlarini saqlash yoki to'ldirish hisoblanadi qo'shimcha sun'iy oziqlantirishni ta'minlaydigan gidrogeologik va muhandislik tadbirlari majmuasi. Natijada, ularning zahiralari tartibga solinadi, bu esa kerakli miqdorda suv olish imkonini beradi va eng muhimi, uning tanqisligi bo'lsa, suv qatlamini qurib ketishdan saqlab qolish. Qurg'oqchil sharoitda bu chuchuk suvli qatlamlarni (linzalarni) saqlab qolishning yagona yo'li, suvni ifloslantiruvchi moddalardan tabiiy ravishda o'z-o'zini tozalash bilan foydali maydonni kengaytirish orqali ularning sig'imli zahiralari oshirish, bu esa aholining ichimlik suviga bo'lgan ehtiyojini qondiradi.

Tayanch iboralar: ekologik inqiroz, yer osti suvlari, suv olish joylari, ichimlik suvi zahiralari, qum konlari, yer osti suvlari harakati, sun'iy yer osti suvlarini to'ldirish usuli, saqlash yoki to'ldirish, yer osti suvlari linzalari, suvli qatlamlar.

В Южном Приаралье – регионе экологического кризиса, остро стоит проблема питьевой воды. Высыхание моря пагубно повлияло на состояние экосистемы. В этих условиях, источниками пресных вод являются линзы грунтовых вод, приуроченные к песчаным отложениям вдоль р. Амударья и каналов Кызкеткен, Кегейли, Куванышджарма и др. На действующих водозаборах региона, эксплуатирующие эти линзы, возникла необходимость защиты их от истощения и загрязнения методом магазинирования и опреснения. Магазинирование или восполнение подземных вод – это комплекс гидрогеологических и инженерно-технических мероприятий, обеспечивающих дополнительное искусственное питание. В результате происходит регулирование их запасов, позволяющее получить необходимое количество воды, а главное, при ее дефиците сохранить водоносный горизонт от истощения. В аридных условиях это единственный способ сохранения пресных водоносных горизонтов (линз), увеличения их ёмкостных запасов с расширением полезной площади при естественном самоочищении воды от загрязнителей, которые позволят обеспечить потребности населения в питьевой воде.

Ключевые слова: экологический кризис, подземные воды, водозаборы, запасы питьевой воды, песчаные отложения, движение подземных вод, способ искусственного пополнения подземных вод (ИВЗПВ), хранение или пополнение, линзы подземных вод, водоносные горизонты.

Проблема питьевого водоснабжения населения южного Приаралья стала актуальной вследствие усиливающейся тенденции ухудшения качества поверхностных и подземных вод. В верхнечетвертичное время на территорию Приаралья формированию её дельты и развитием орошения начался современный гидрогеологический этап развития региона, который характеризуется большим влиянием поверхностных вод р. Амударья на гидрогеологические условия первых от поверхности водоносных горизонтов и комплексов. Грунтовые пресные воды приуроченные к русловым и аллювиальным пескам, развитых вдоль р. Амударья, каналов Кегейли и Куванышджарма и древних русел протоков (Шортанбай, Саманбай) содержат пресные и слабосоленоватые воды (с расходом потока 216 л/с), которые могут быть использованы для орошения, для технических целей и, частично, для водоснабжения населенных пунктов. По данным Каракалпакской режимной станции, 20-30% оросительных вод идет на пополнение первого от поверхности водоносного горизонта (грунтовые воды), и обуславливает низкую минерализацию. Ежегодные фильтрационные потери с орошаемых площадей в среднем составляют 10 м³ воды с 1 км², а на остальные статьи баланса: инфильтрация атмосферных осадков 3-7%

годовой суммы (при среднемноголетней величине атмосферных осадков равной 100 мм), приток из регионального потока около 1% из приходной статьи баланса [1-4]. Огромное влияние на гидрогеологические условия этих водоносных горизонтов и комплексов накладывает и инженерно-геологическая деятельность человека (поливы, дренаж, сброс избыточных ирригационных вод в местные понижения рельефа и т.д.), придающая специфические черты развитию современных гидрогеологических процессов в пределах всего Приаралья.

Поэтому на современном этапе эколого-гидрогеологического состояния региона в обеспечении населения пресной питьевой водой методом искусственного восполнения запасов подземных вод (ИВЗПВ), даёт возможность увеличить сроки эксплуатации действующих водозаборов с истощенными запасами водоносных горизонтов не проводя новых, дорогостоящих исследований. Учитывая постоянный рост минерализации и степень загрязнения поверхностных водотоков, наиболее перспективным источником водоснабжения следует считать искусственное магазинирование поверхностного стока в те периоды, когда поверхностные воды соответствуют требованиям ГОСТа, предъявленным к питьевой

воде. В периоды же, когда вода в поверхностных водотоках имеет минерализацию более 1,0 г/л, искусственно сформированные линзы должны ограждаться от возможности подкидывания последней. Средняя мощность пресных приканальных линз 25-30 м, ширина от 1000 до 3000 м. В последние годы минерализация воды в р. Амударья, а, соответственно, и в каналах, на протяжении паводкового периода превышает 1,0 г/л. Вследствие этого меняется гидрохимическая обстановка в зоне влияния этих водотоков. В настоящее время на основе гидрогеологических исследований выяснено влияние этих процессов на гидрогеологические условия территорий, прилегающих к р. Амударья и оросительным каналам, выявлены перспективные приканальные линзы пресных вод для применения метода magazинирования и опреснения подземных вод по централизованному водоснабжению населенных пунктов [2, 3].

Суммарная длина всех выявленных и детально разведанных участков линз пресных грунтовых вод, пригодных для питьевого водоснабжения по республике Каракалпакстан, составляет около 30 км. С каждого километра длины линзы по аналогии разведанных запасов категории А+В+С₁, можно получить около 12 л/с пресной воды. Формирование линз происходит за счет фильтрационных потерь каналов и р. Амударья на участках, где поверхностные водотоки вскрывают русловые пески четвертичных отложений. Фильтрационные потери поверхностных водотоков составляют 46-47 л/с на 1 м² его длины. Средняя мощность пресных приканальных линз 25-30 м, ширина от 1000 до 3000 м. В последние годы минерализация воды в р. Амударья, а соответственно, и в каналах, на протяжении паводкового периода превышает 1,0 г/л. Суммарная длина всех выявленных и детально разведанных участков линз пресных грунтовых вод, пригодных для питьевого водоснабжения по республике Каракалпакстан, составляет около 30 км. С каждого километра длины линзы по аналогии разведанных запасов категории А+В+С₁, можно получить около 12 л/с пресной воды. Процессы изменения качества воды в условиях эксплуатации водозабора с искусственным восполнением являются сложными, где происходит глубокая очистка воды [4, 5]. Степень ее очистки зависит главным образом

от химического и бактериологического состава инфильтруемой воды, глубины её подготовки перед инфильтрацией, расстояния от сооружения до скважины, механического состава пород зоны аэрации и от качества подземных вод до искусственного пополнения (рис. 1). Основными факторами, при искусственном пополнении запасов подземных вод являются: процесс естественного самоочищения воды в пористой среде, где происходит механическое задержание взвешенных веществ; прилипание; поглощение; окисление (химическое действие кислорода, растворенного в воде); биологические процессы, связанные с жизнедеятельностью простейших водных организмов.

В работе процесс самоочищения рассмотрен на примере водозабора Кегейли. Здесь, основными физико-химическими и биологическими условиями, обуславливающими улучшение качества воды при ИВЗГВ, являлись: химические, физические и биологические процессы зависящие от температуры воды, которая колеблется от 0°С до 25°С. В природе биохимические превращения органических веществ и очистка воды от них, наиболее интенсивно происходит при значении рН воды от 7,0 до 9,0, а на водозаборе эти показатели составили 6,5-7,5. Важным фактором, характеризующим степень самоочищения воды в породах зоны аэрации от органических и бактериальных загрязнений, является окисляемость.

В нашем случае она снижалась в 6-7 раз, но при этом отбираемая вода полностью соответствовала требованиям ГОСТа. При фильтрации солоноватой или мутной поверхностной воды, фильтрующий грунт (песок, песчаник) действовал как сито и задерживал частицы, превышающие размеры их пор. Проникшие в водоносный горизонт более мелкие частички под влиянием химических, биохимических и физико-химических процессов изменяли свой состав. Интенсивность поглощения указанных ингредиентов возрастала с измельчением фракционного состава грунта, а увеличивалась по мере кольматации и заиления инфильтрационных сооружений. Естественная очистка воды от загрязнителей (сельскохозяйственные удобрения и т.д.), является важнейшим результатом процесса искусственного восполнения для орошаемых регионов.

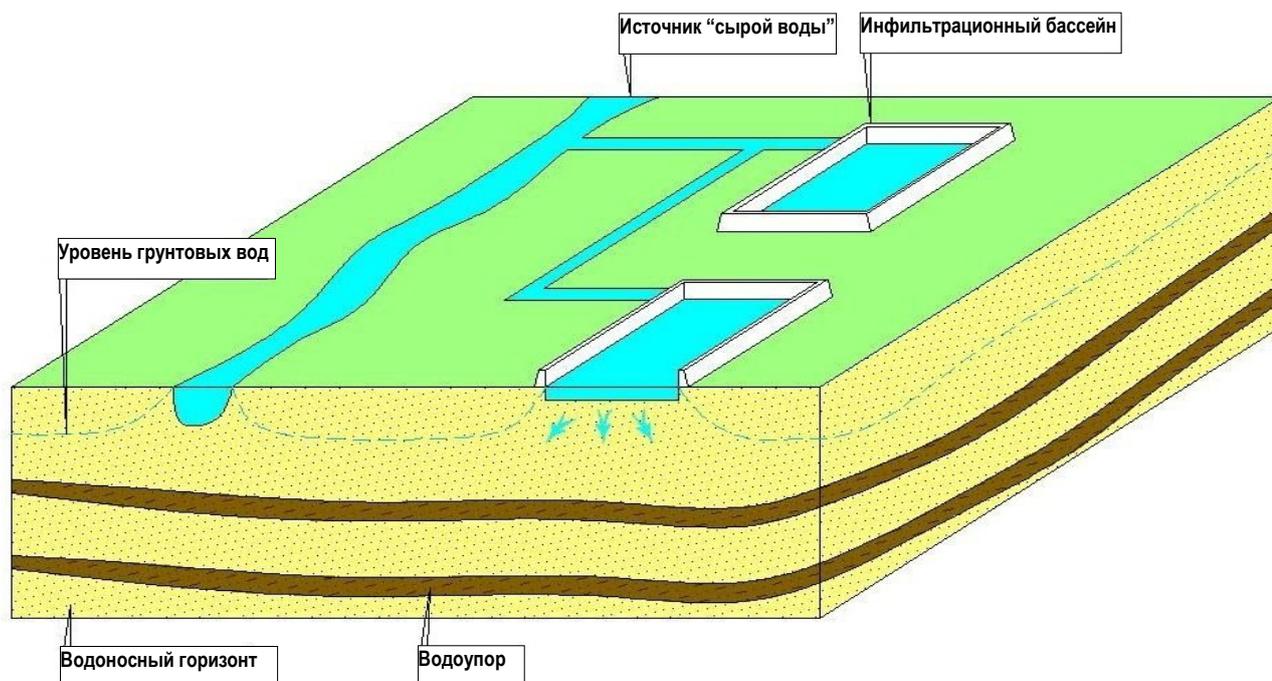


Рис. 1. Схема искусственного пополнения запасов грунтовых вод Приаралья

В свою очередь, на самоочищение воды при ИВЗПВ влияют микроводоросли и водная протеолитическая сапрофитная микрофлора. В процессе своей жизнедеятельности они поглощают растворенные в воде минеральные элементы, органические загрязнители белкового характера и тем самым образуют безвредные органические соединения. Все химико-биологические процессы (нитрификация, окислительно-восстановительные процессы, бактериологическое самоочищение) происходящие в системе искусственного пополнения, суммарно характеризовались общим показателем качества воды – биологическим потреблением кислорода (БПК).

Формирование запасов подземных вод, развитых в осадочной толще мезо-кайнозойских отложений и их солевого состава сложный процесс. Вода, будучи самым распространённым, подвижным и активным компонентом природной среды участвует во всех геологических процессах, и зависит от геохимической и гидродинамической обстановки. Геологическая история развития предопределяет гидрогеологические условия региона, тем самым режим и ресурсы подземных вод. С целью увеличения объёма эксплуатационных запасов пресных вод линзы, а также обеспечения потребности населения в питьевой воде, применён метод искусственного магазинирования и опреснения. Магазинирование проходило в условиях существующих статических запасов пресных вод, а опреснения производятся в пределах развития депрессионной воронки, при интенсивной откачке солоноватых вод из верхней водоносной толщи в паводковый период. Созданные искусственные запасы привлекались водозабором при эксплуатации нижней водоносной толщи в межень. Участок искусственного магазинирования и опреснения состоял из блока эксплуатационных скважин, источника магазинирования. В эксплуатационном блоке источниками магазинирования служили канал и подпитывающий контур, сооруженный в 100 м от канала Куванышджарма, с минерализацией воды 1,2-1,3 г/л. Следовательно, граничные и гидрохимические условия на участке водозабора в течение полного цикла одного года изменялись. Из геолого-гидрогеологических условий, основные эксплуатационные скважины водозабора по магазинированию и опреснению грунтовых вод располагались в нижней водоносной толще, верхняя вспомогательная (солоноватая) толща опреснялась в паводковый период и использовалась при увеличении ёмкостных запасов пресных подземных вод. Из поставленных задач, устойчивое водоснабжение обеспечивалось строительством двухъярусного водозабора со спаренными скважинами. Верхний ярус скважин использовали для магазинирования паводкового стока в период наличия воды в канале. Нижний ярус скважин использовали круглогодично. Во время исследований пресная вода в канале Куванышджарма наблюдалась в течение 4-4,5 месяцев в году, и к этому периоду было приурочено магазинирование поверхностного стока и опреснение водоносного горизонта верхней толщи. В верхнем и нижнем ярусах водозабора работали по 4-е скважины: нижний ярус (3 л/с) эксплуатировался круглогодично, верхний (4 л/с) - только в паводковый период. Как известно, на участке источниками питания служили канал и подпитывающий контур [5, 6]. Механизм магазинирования на участке выглядел таким образом: как сказано выше, для увеличения ёмкостных запасов пресных вод были дополнительно задействованы солоноватые воды верхней толщи, которые опреснялись в па-

вудковый период при ее интенсивной откачке, а создаваемый запас привлекался нижней водоносной толщей в межень. Принцип работы водозабора при магазинировании выглядит так: в течение паводкового периода (120 сут) работали скважины двух толщ. В межень период (183 сут), характеризующийся отсутствием воды в канале и в контурах, работал только нижний ярус скважин в безграничном пласте эксплуатируя в течение 62 дней (31 день перед началом работ по магазинированию подземных вод и столько же после их окончания) искусственно сформированные запасы пресных вод.

В ожном Приаралье метод искусственного восполнения запасов подземных вод (ИВЗПВ) применяется на действующих водозаборах в случаях, когда пресные ёмкостные запасы водоносного горизонта в процессе эксплуатации истощены и не удовлетворяют заявленной потребности. В аридных условиях это единственный метод сохранения пресных водоносных горизонтов (линз), увеличения их ёмкостных запасов с расширением полезной площади, при естественном самоочищении воды от загрязнителей, и, тем самым, позволит обеспечить потребности населения круглогодично в питьевой воде [7-9]. На основных действующих водозаборах, приуроченных к русловым и аллювиальным пескам, развитых вдоль р. Амударья, каналов Кегейли и Куванышджарма, применен метод искусственного восполнения и опреснения грунтовых вод и подсчитаны запасы (табл. 1). Вдоль магистральных каналов и древних русел протоков (Шортанбай, Саманбай) р. Амударья, пески содержат пресные и слабосолоноватые воды (с расходом потока 216 л/с), которые могут быть использованы на орошение, для технических целей и, частично, для водоснабжения населенных пунктов. По данным Каракалпакской режимной станции, 20-30% оросительных вод идет на пополнение первого от поверхности водоносного горизонта (грунтовые воды), и обуславливает низкую минерализацию. Ежегодные фильтрационные потери с орошаемых площадей в среднем составляют 10 м³ воды с 1 км², а на остальные статьи баланса: инфильтрация атмосферных осадков 3-7% годовой суммы (при среднемноголетней величине атмосферных осадков равной 100 мм), приток из регионального потока около 1% из приходной статьи баланса. В связи с загрязнением вод поверхностных водотоков в Приаралье, одним из перспективных источников питьевого водоснабжения как сказано выше, могут служить только линзы пресных грунтовых вод. Они приурочены к серым мелкозернистым пескам Амударьинского и Сарыкамышского циклов и расположены вдоль крупных каналов: Кызкеткен, Куванышджарма, Кегейли, Казакьяб и др., и лишь Нукуская линза пресных вод приурочена к пескам современного, пескам и песчаникам Туронского возрастов.

Формирование линз происходит за счёт фильтрационных потерь каналов и р. Амударья на участках, где поверхностные водотоки вскрывают русловые пески четвертичных отложений.

Фильтрационные потери поверхностных водотоков составляют 46-47 л/с на 1 м² его длины. Средняя мощность пресных приканальных линз 25-30 м, ширина от 1000 до 3000 м. В последние годы минерализация воды в р. Амударье, а, соответственно, и в каналах, на протяжении паводкового периода превышает 1,0 г/л. Вследствие этого меняется гидрохимическая обстановка в зоне влияния этих водотоков [3].

Таблица 1

Работа водозабора одного цикла

Период работы водозабора	Продолжительность периода, сут	Работающий ярус скв.	Граничные условия	Характеристика поверхностного стока
Паводок	120	верхний + нижний	пласт-полоса	пресная
Переходный	62 (по 31 весной и осенью)	нижний	полуограниченный пласт	слабо солоноватая
Межень	183	нижний	безграничный пласт	–

С каждого километра длины линзы по аналогии разведанных запасов категории А+В+С1, можно получить около 12 л/с пресной воды. Напорные, самоизливающиеся воды турон-нижнесенонского водоносного комплекса используются для водопоя скота. Но вследствие того, что многие скважины не оборудованы крановыми устройствами, часть этих вод теряется бесполезно, вызывая при этом заболачивание прилегающих понижений рельефа. В целом же, учитывая постоянный рост минерализации и степень загрязнения поверхностных водотоков, наиболее перспективным источником водоснабжения следует считать искусственное магазинирование поверхностного стока в те периоды, когда поверхностные воды соответствуют требованиям ГОСТа, предъявленным к питьевой воде. В периоды же, когда вода в поверхностных водотоках имеет минерализацию более 1,0 г/л, искусственно сформированные линзы должны ограждаться от возможности подпитывания последней.

В статье показаны процессы изменения качества воды в условиях эксплуатации водозабора с искусственным восполнением являющиеся сложными, где происходит глубокая очистка воды. Степень ее очистки зависит главным образом от химического и бактериологического состава инфильтруемой воды, глубины её подготовки перед инфильтрацией, расстояния от сооружения до скважины, механического состава пород зоны аэрации и от качества подземных вод до искусственного пополнения [7, 8].

Основным фактором, при искусственном восполнении запасов подземных вод является процесс естественного самоочищения воды в пористой среде, где происходит механическое задержание взвешенных веществ, прилипание, поглощение, окисление (химическое действие кислорода, растворенного в воде), биологические процессы, связанные с жизнедеятельностью простейших водных организмов (рис. 2).

В работе процесс самоочищения рассмотрен на примере водозабора Акмангит. Здесь, основными физико-химическими и биологическими условиями, обуславливающими улучшение качества воды при ИВЗПВ, являлись: химические, физические и биологические процессы зависящие от температуры воды, которая колеблется от 0°С до 25°С. В природе биохимические превращения органических веществ и очистка воды от них, наиболее интенсивно происходит при значении рН воды от 7,0 до 9,0, а на водозаборе эти показатели составили 6,5-7,5. Важным фактором, характеризующим степень самоочищения воды в породах зоны аэрации от органических и бактериальных загрязнений, является окисляемость. В нашем случае она снижалась в 6-7 раз, но при этом отбираемая

вода полностью соответствовала требованиям ГОСТа. При фильтрации соленоватой или мутной поверхностной воды, фильтрующий грунт (песок, песчаник) действовал как сито и задерживал частицы, превышающие размеры их пор. Проникшие в водоносный горизонт более мелкие частички под влиянием химических, биохимических и физико-химических процессов изменяли свой состав. Интенсивность поглощения указанных ингредиентов возрастала с измельчением фракционного состава грунта, а увеличивалась по мере кольматации и заиления инфильтрационных сооружений. Естественная очистка воды от загрязнителей (сельскохозяйственные удобрения и т.д.), является важнейшим результатом процесса искусственного восполнения для орошаемых регионов [1-3]. В свою очередь, на самоочищение воды при ИВЗПВ влияют микроводоросли и водная протеолитическая сапрофитная микрофлора. В процессе своей жизнедеятельности они поглощают растворенные в воде минеральные элементы, органические загрязнители белкового характера и тем самым образуют безвредные органические соединения.

Все химико-биологические процессы (нитрификация, окислительно-восстановительные процессы, бактериологические самоочищения) происходящие в системе искусственного пополнения, суммарно характеризовались общим показателем качества воды – биологическим потреблением кислорода (БПК).

В ходе исследований изучены условия кольматации и заиления в инфильтрационных сооружениях, что можно увидеть на примере водозабора Кегейли, который характеризовался изменением (уменьшением расхода м³/сут) и средней по площади бассейна скоростью инфильтрации (м/сут). Для прогнозирования работы бассейнов и определения их расчётных параметров, необходимо было изучить процессы формирования и развития кольматации и заиления. Ими являлись:

- грузоёмкость пород G (кг/м²), и их способность поглощать взвесь из фильтрующейся через них воды;
- сопротивление сильно закольматированного слоя S_k (сут);
- параметр A_0 , характеризовал водно-физические свойства илстой пленки.

Грузоёмкость пород зависела от их фильтрационных свойств, мутности воды, механического состава взвеси и режима заполнения сооружений и определялась путём отмучивания пылеватых и глинистых фракций при помощи гранулометрического анализа. Для этого по рекомендации Г.В. Бурчак, вода отбиралась из донной части контуров питания по 3-5 образцов.

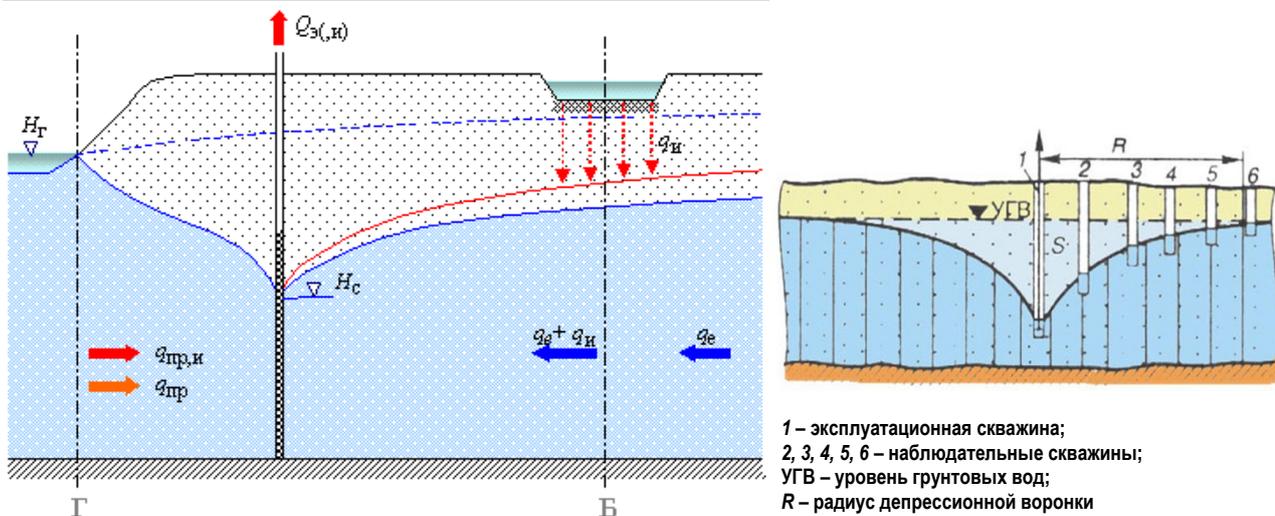


Рис. 2. Схема пополнения запасов грунтовых вод

Фильтрационное сопротивление сильно закольматированного слоя (до начала заилиения) определялось отношением:

$$Ck = Hk / Vk,$$

который составил $Ck = 0,3 \text{ сут}$,
где Hk – потери напора;

Vk – скорость инфильтрации из него.

Потери напора замерялись тензометрическим прибором и пьезометром, вмонтированным в специальный карман на дне бассейна. Обобщенный параметр A , характеризующий водо-физические свойства илстой пленки, для условий «илстая пленка несжимаема» определялся по зависимости:

$$A = Kn + Jn,$$

где Kn – коэффициент фильтрации пленки, м/сут ;

Jn – объемная масса скелета пленки.

В условиях формирования илстой пленки в контурах величина Kn определена по формуле:

$$Kn = Vn / h$$

где n – толщина пленки, м ;

V – скорость инфильтрации из бассейна, м/сут ;

h – напор, под которым происходит инфильтрация из бассейна;

$$h = H - Hn,$$

здесь H – глубина заполнения бассейна, м ;

Hn – потери напора в илстой пленке, м .

Вышеназванные параметры замерялись при помощи донного фильтрометра и пьезометра [5].

Для определения текущего значения A внутри фильтроцикла, систематически на исследуемом водозаборе замерялись во время работы контуров такие данные как:

- потери напора в сильно закольматированном слое ($7-17 \text{ м/сут}$);
- продолжительность формирования закольматированного слоя ($2-3$ месяца);
- сопротивление закольматированного слоя ($10-15 \text{ см}$);
- мутность воды ($50-60\%$);
- глубина заполнения контура ($0,3-2,2 \text{ м}$);
- расход бассейна ($0,5-2,3$).

На участке путём опытных наливов определили глубину интенсивной кольматации дна контуров питания, которая составила $0,1-0,3 \text{ м}$.

Для изучения принципов моделирования гидрогеологических процессов на водозаборах проведены расчеты на ЭВМ водозаборов и выбор оптимального режима их эксплуатации в условиях пресных линз (в работе показан на примере водозабора Кегейли). Принцип моделирования гидрогеологических процессов включал в себя прогноз:

- понижения динамических уровней в эксплуатационных скважинах;

- времени подтягивания солоноватых вод и замены их пресными;
- оптимального размещения элементов водозабора с ИВЗПВ;
- развития депрессионной воронки;
- оценку скорости подтягивания границ солоноватых вод.

В результате моделирования на участке работ выбраны оптимальные режимы эксплуатации водозабора с ИВЗПВ, исключая подтягивание солоноватых вод к рядам скважин. В процессе исследований изучена динамика сработки и восполнения линз пресных вод, которые проводились в нестационарных режимах и рассмотрен десятилетний срок эксплуатации водозабора [7-9]. На математических моделях решены задачи, включающие в себя многовариантный подбор оптимального режима канала Кегейли и подпитывающих контуров (рис. 3). Моделирование производилось при сроке вегетационного периода 4 месяца. Каждый годичный цикл был разбит на этапы моделирования.

На этапах моделирования задавались режимы работ канала Кегейли и контуров K1 и K2 согласно результатам режимных наблюдений в течение двух лет: 1) $t_1 = 30 \text{ сут}$; 2) $t_2 = 60 \text{ сут}$; 3) $t_3 = 120 \text{ сут}$ для 4-х месячного вегетационного периода при максимальных и минимальных абсолютных отметках уровня воды в канале Кегейли. Моделирование гидрогеологических условий приканальной линзы показали, что в конце расчётного срока эксплуатации происходит сработка ёмкостных запасов пресных вод и граница солоноватых вод находится в 162 м от канала, а внешняя граница линзы пройдет на расстоянии 98 м от контура питания [4-6].

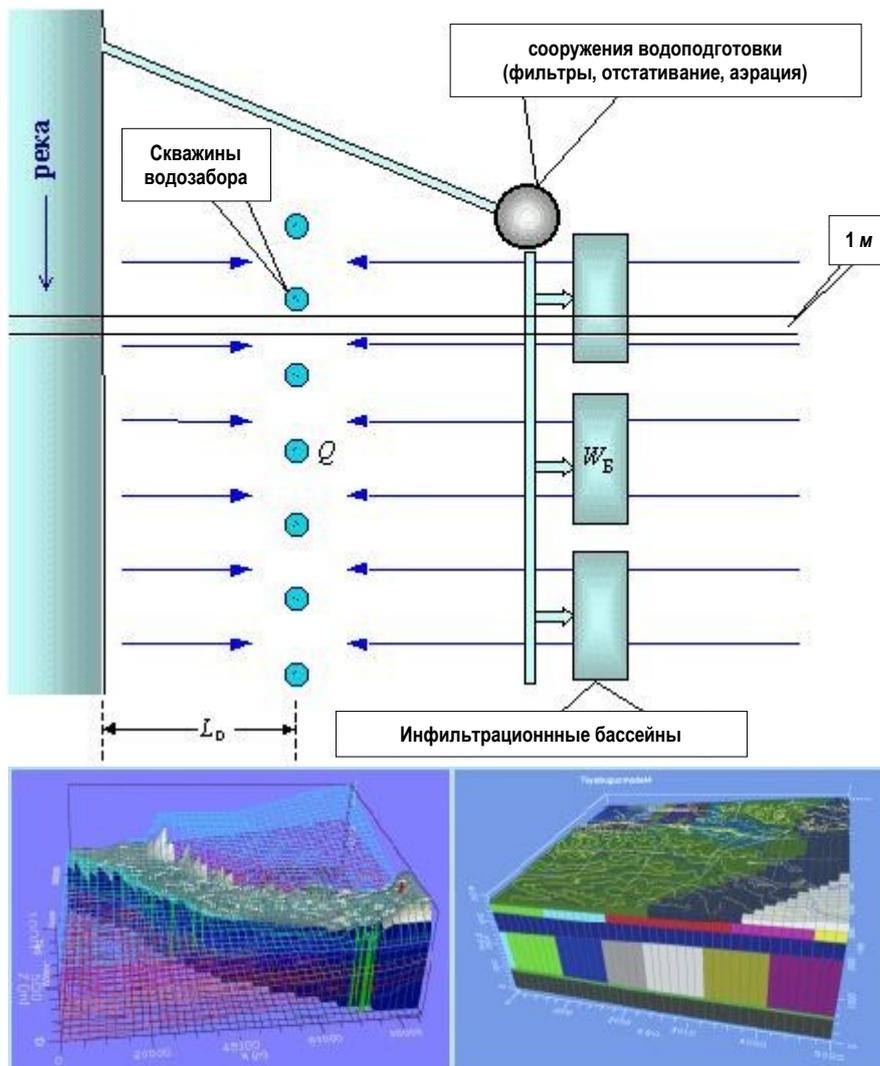


Рис. 4. Схема работы и численная модель гидрогеологических процессов ИВЗПВ

С появлением воды в канале и подпитывающих контурах, происходит оттеснение и сработка солоноватых вод без ухудшения качества отбираемой воды. Процесс сработки и пополнения ёмкостных запасов носил циклический характер, стабилизация которого происходит через 3-4 года эксплуатации месторождения, что предполагает устойчивую работу водозабора на расчётный срок эксплуатации (10 лет).

Результаты научно-практических работ показывают, что при ИВЗПВ запасы и водоотбор увеличилось до 2,5 раза за счет накопления объёма пресных подземных вод в процессе выкачивания солоноватых подземных вод. В результате, искусственно созданный опреснённый объём воды достаточен для водоснабжения в меженный период без ухудшения качества подземных вод до начала следующего этапа фильтрационного цикла. Применение установленных закономерностей к месторождениям приканальных линз грунтовых вод, позволит в дальнейшем снизить объём проводимых геологоразведочных работ. Применительно к условиям низовий р. Амударья, установлены принципы и нормы эксплуатации опреснённых солоноватых приканальных линз грунтовых вод методом ИВЗПВ, при различных условиях их залегания, в зависимости от водовмещающих пород. Расчет водозаборов с применением ЭВМ и выбор на математических моделях оптимального режима их эксплуатации в условиях пресных линз, включал в себя прогноз понижения динамических уровней в эксплуатационных скважинах, времени подтягивания солоноватых вод и замены их пресными, оптимальные размеры размещения элементов водозабора.

Таким образом, можно констатировать то, что эксплуатация приканальных линз грунтовых вод методом ИВЗПВ является приемлемым, надежным и экономичным за счет:

- возможности применения метода на территории Казахстана (вдоль р. Сырдарья и др.) и аналогичных с Южным Приаралем регионам, для обеспечения населения качественной питьевой водой, при условии использования материалов данных исследований;
- надежности выполнения работы заключающейся в естественном самоочищении подземной воды и увеличении водоотбора до 1,5-2,5 раза за счет накопления объёма пресных подземных вод в процессе выкачивания солоноватых подземных вод. В результате, искусственно созданный опреснённый объём воды достаточен для

водоснабжения в меженный период без ухудшения качества подземных вод до начала следующего этапа фильтрационного цикла. Применение установленных закономерностей к месторождениям приканальных линз грунтовых вод, позволит в дальнейшем снизить объём проводимых геологоразведочных работ;

– экономичности метода выражающегося в проведении кратковременных исследований в пределах одного опытного блока. Получение за полный годичный цикл работ водозабора максимальной информации о динамике разнообразных процессов, происходящих на месторождении подземных вод в различных режимах его эксплуатации, не проводя новых дорогостоящих исследований, даёт значительный экономический эффект. Достигается компактность водозаборных сооружений и высокопроизводительная эксплуатация установленных мощностей, что приводит к экономии электроэнергии и снижению себестоимости 1 м³ откачиваемой воды на 20-25%.

Для эффективного использования запасов подземных вод месторождений необходимо:

– в период наличия в канале пресных поверхностных вод производить наполнение подпитывающих контуров. Строго наблюдать за дебитом, уровнем и качеством подземных вод отбираемых скважинами водозабора;

– строительство основных и вспомогательных подпитывающих контуров. Это позволит уменьшить процессы кольматация и даёт возможность управлять процессами magazинирования и опреснения запасов подземных вод.

С целью контроля за сезонным изменением количественно-качественного состояния подземных и поверхностных вод, а также условий формирования эксплуатационных запасов водозаборов с ИВЗПВ, необходимо проводить площадные круглогодичные режимные наблюдения.

По результатам наблюдений для достижения эффективной работы, следует ежегодно производить чистку дна и бортов подпитывающих контуров перед заполнением их водой и создать зону санитарной охраны водозаборов.

В этой связи, проведенные нами исследования представляют как научный, так и практический интерес для использования их в дальнейших работах по magazинированию запасов грунтовых вод применительно к другим территориям региона.

Библиографический список:

1. Акрамов А.А. Искусственное формирование и пополнение запасов прирусловых линз пресных вод. – Ташкент: ФАН, 1988. – 195 с.
2. Ахмедсафин У.М., Сыдыков Ж.С., Шапиро С. М. и др. Подземный водный и солевой сток в бассейне Аральского моря. – Алматы: «Наука», 1983. – 159 с.
3. Dzhakymuratov K.M., Zhumanazarova A., Kurbaniyazova B. Changes in the regime and use of fresh groundwater in the Southern Aral Sea region. *Solid State Technology*. Vol. 63. – No. 6 (2020), pp. 223-226.
4. Жапарханов С.Ж., Джаксымуратов К.М. Искусственное опреснение линз солоноватых подземных вод в Приаралье. Материалы научной и учебно-методической конференции посвященной 60-летию кафедры гидрогеологии и инженерной геологии Казахского государственного университета им. С.М. Митрополита, А-А, 1992. – С. 133-134.
5. Закиров М. М., Джаксымуратов К.М., Инновационно-технологические пути использования подземных вод Каракалпакского Устюрта. *Казахский национальный исследовательский технический университет им. К.И. Сатпаева (Satbayev University) Международная научно-практическая конференция «Сатпаевские чтения – 2022. Тренды современных научных исследований». 12 апреля 2022 г.* – Алматы. – С. 306-310.
6. Закиров М.М., Юсупов Ш.С. Особенности распространения растворенных газов в подземных водах Приташкентского артезианского бассейна // *Экологический вестник Узбекистана*. – Ташкент, 2018. – № 1. – С. 29-33.
7. Шапиро А.М. Перспективы управления ресурсами пресных подземных вод в низовьях р. Амударья. – Ташкент, 1985. – С. 16-20.
8. Хасанов А.С. Водозаборы подземных вод с искусственным пополнением. – Ташкент: Мехнат, 1986. – 286 с.
9. Хасанов А.С. Гидрохимия мезозойских отложений Амударьинского артезианского бассейна. – Ташкент: Фан, 1976. – 245 с.

К ВОПРОСУ ОСОБЕННОСТЕЙ ПРОЯВЛЕНИЯ ПЕГМАТИТОВОГО РЕДКОМЕТАЛЬНОГО ОРУДЕНЕНИЯ В ПРЕДЕЛАХ ЛЯНГАРСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ



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



Усманиев Э.А.,
старший преподаватель
кафедры «Геология, поиски и разведка
месторождений полезных ископаемых»
ТГТУ, им. И. Каримов, к.г.-м.н. доцент



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



Жуманазаров Ш.Ш.,
докторант кафедры
«Геология, поиски и разведка
месторождений полезных ископаемых» ТГТУ им. И. Каримова

Maqolada Lyangar ruda konining pegmatit va nodir metallar minerallashuvi xususiyatlari ko'rib chiqilgan. Madanli maydon geologic hususiyatlari qisqacha taqdim etilgan, jumladan madanni qamrab oluvchi tog jinislarining turlari yetarli darajada yoritilgan. Oqtau granitoid intruzivining rudalarni lokalizatsiya qilishdagi roli va uchastkalarining strukturaviy holati, asosan, yoriqlar tektonikasining rivojlanishi, shuningdek, gersin magmatizmi fazalarining namoyon bo'lishi bilan bog'liq minerallashuvning yosh xususiyatlari bilan bog'liq. Madanli pegmatitlar formatsiyalari ajratilgan va baholash ishlarini qo'yishga tavsiya qilingan.

Tayanch iboralar: noyob metall-pegmatit shakllanishi, magmatizm, tektonogenez, ma'dan, pegmatitlar, mineral, formasiya, morfologiya, ma'dan maydonining tuzilishi, mineral tarkibi.

В статье рассмотрены особенности пегматитового и редкометального оруденения Лянгарского рудного поля. Представлена краткая характеристика геологического строения рудоносной площади с детальным перечнем в т.ч. рудовещающих пород. Роль Актауского гранитоидного интрузива в рудоколлокации и структурная позиция участков, обусловленная, в основном развитием трещинной тектоники, а также возрастные особенности минерализации, связанные проявлением фаз герцинского магматизма. Также выделены формации рудоносных пегматитов, с рекомендациями на постановку оценочных работ.

Ключевые слова: редкометально-пегматитовая формация, магматизм, тектоногенез, руда, пегматиты, минерал, формация, текстура, морфология, структура рудного поля, минеральный состав.

В 60-е годы в Нуратинских горах были проведены петрологические исследования сотрудниками института геологии АН РУз. (Абдуллаев Х. М., Хамрабаев И.Х. Арустамов А.А. и др.). По результатам этих работ был опубликован ряд статей, в частности Бабаевым К.Л., касающихся пегматитов Актауского интрузива. Однако все изыскания выше указанных авторов, как тематические так научные формации пегматитов детально не рассматривались. В Лянгарском поле, выделяются формации керамических, редкометалльных и метасоматически замещенных пегматитов Лянгарского рудного поля, расположенного в горах Актау – южной ветви Нуратинского хребта.

Геологическое строение исследуемой площади, определяется широким развитием нижнесилурийских филлитовидных сланцев, мраморов, роговиков, собранных в серию складок северо-западного простирания и прорванных гранитоидами Актауского массива, в пределах которого отмечены проявления нескольких фаз герцинского магматизма. Наиболее древними являются кварцевые диориты, гранодиориты, биотитовые и мусковитовые граниты и аляскиты. Контакт Актауского массива, с вмещающими породами, активный и сопровождается образованием метаморфического ореола, шириной до нескольких сотен метров. Пегматитовые образования в пределах поля, распространены весьма широко. Отмечен ряд пегматитовых тел, размещенных в гранитоидах и, в меньшей мере, среди метаморфических пород. Указанные соотношения ясно выражены на одном из закартированных нами, участков Лянгарского поля, который целиком находится в пределах Акта-

уского массива. Здесь, резко преобладают слюдяные граниты, имеются небольшие выходы гранодиоритов, а слюдяные граниты, в свою очередь, рассекаются жилами, также штокообразными телами аляскитов и пегматитов и, в меньшей мере, аплитовыми и кварцевыми жилами.

Структура рудного поля определяется, прежде всего, его положением относительно гранитного массива. Пегматитовые тела располагаются в пределах седловидного прогиба в кровле интрузива. Наличие этого прогиба, в значительной мере, определяет характер трещиноватости и взаиморасположения жильных пород, также основные структурные черты поля обусловлены трещинной тектоникой гранитоидов. Исследования показали, что развитие трещинной тектоники продолжалось в течение длительного периода времени, начиная с раскристаллизации периферической части интрузива и до окончания процесса рудоколлокации. На протяжении трещинообразования и его прерывистости, указывают жильные образования разного состава, а также структуры, относительно различные по возрасту, связанные с механизмом проявления локального тектоногенеза. Развитие трещинной тектоники продолжалось и после процессов минералообразования – вновь возникавшие трещины периодически открывались и выполнялись различными жильными породами, начиная с гранитов и кончая пегматитами разных типов [1].

Морфологически пегматиты Лянгара представлены гнездообразными, линзообразными и штокообразными телами. Встречаются штокверки, типичные жилы и ветвящиеся тела, неправильной

формы. Мощность жил колеблется от нескольких сантиметров до десятков метров, а их протяженность достигает 100-200 м. Пегматитовые тела залегают в виде единичных жил, иногда образуют и тесно сближенные серии, отделяющихся друг от друга лишь мало-мощными прослоями вмещающих пород. Гнездообразные и линзообразные тела имеют незначительные размеры, от 8-10 до 40 см. в диаметре располагающиеся в основном в алякситах и двуслюдяных гранитах.

Внутреннее строение пегматитов Лянгарского поля довольно разнообразно – маломощные пегматитовые жилы, залегающие среди кварцевых диоритов и гранитов, также жилы почти нацело сложенные средне или грубозернистой массой гранитного состава. Вместе с тем наблюдается местами зональность пегматитов. В целом, пегматитовые тела характеризуются следующими характерными зонами: а) кварц – микроклиновые пегматиты; б) альбититовые пегматиты [1-2].

Кварц – микроклиновые пегматиты. В эту зону входят пегматиты, отличающиеся наиболее простым минеральным составом, с числом минералов от 5 до 8. Породообразующими являются кварц, микроклин; в резко подчинённом количестве присутствуют альбит, мусковит и турмалин, а также берилл и гранат. Форма тел жильная, с мощностью от десятков сантиметров до нескольких метров, с протяженностью от 10 м до 500 м. Жилы заполняют трещины в гранитах меридионального и субмеридионального направлений. Падения жил западное, с углом 70°-80°. Они пересекают тела турмалиновых пегматитов, с взаимопересечением жил альбититовых пегматитов. Контакты с вмещающими гранитами четко выражены и плоские [2].

Альбититовые пегматиты. К этой зоне относятся пегматиты сложного состава, характеризующиеся содержанием в большом количестве альбитита и сопутствующих ему минералов. Образовались они в результате интенсивной альбитизации простых по составу кварц-калийшпатовых пегматитов. Все тела альбититовых пегматитов контролируются трещинами меридионального простирания, широтного падения под углом 60°-75° и отличаются относительным разнообразием: среди них распространены явления пересечения одних жил другими. Минеральный состав тел разнообразен, в наиболее крупных жилах насчитывается от 8 до 15 минералов, причем для некоторых характерно наличие нескольких генераций (рис. 2). Следы воздействия пегматитов на вмещающие породы выражены крайне слабо. Как выше описывалось, что формирование Лянгарского поля связано, в основном с диоритами (I фазы), гранодиоритами (II фазы), биотитовыми и лейкократовыми гранитами (IV фазы) – С3 – Р1 возраста.

Вмещающие рудную минерализацию породы Лянгарского поля, представлены в основном диоритами. Минеральный состав состоит из кварца, микроклина, олигоклаза, альбитита, мусковита, граната, турмалина, апатита, роговой обманки, пироксена, редко берилла в виде разнообразных по величине кристаллов; из рудных присутствуют ксенотим, ильменорутит, молибденит, ниобий, тантал, сфен, гематит, пирит, халькопирит [2, 3].

Полученные данные по вещественно-минералогическому составу и закономерностям размещения пегматитовых месторождений района с учётом работ Абдуллаева Х.М., Хамрабаева И.Х. и др., позволили выделить ниже следующие формации.

Керамическо-пегматитовая формация.

Оруденение локализуется в осевой части и крыльях антиклинальных структур, в массивах изверженных пород и контактирующих с ними осадочно-метаморфическими толщами (S), а также с дайками лейкократовых гранитов и их контактов с биотитовыми гранитами. Биотитовые граниты микроклинизированы, слабо мусковитизированы и альбитизированы. Вмещающие породы представлены вышеотмеченными диоритами С3 – Р1 (I фазы), гранодиоритами (II фазы), биотитовыми и лейкократовыми гранитами (IV фазы), мета-

морфизованными кварц-сплюснутыми и песчанистыми сланцами. Из ведущих нерудных минералов отмечаются – кварц, микроклин, альбит, плагиоклаз, из рудных – ксенотим, ильменорутит, молибденит, ниобий, тантал. Форма рудных тел – линзы, жилы и тела неправильной формы.

Редкометалльно-пегматитовая формация.

Геолого-структурная позиция оруденения характеризуется приурочиванием к ядрам, сложной брахиантиклинальной складки, северо-западного простирания, с учетом работ (Акбаров Х.А., Никифоров Н.Н., Умарходжаев М.У). Локализуется в гранодиоритах и лейкократовых гранитах. Морфология рудных тел – шпильры и жилы. Нерудные минералы представлены плагиоклазом, биотитом, кварцем, микроклином, рудные же – касситеритом и др.

Метасоматическо-замещённая пегматитовая формация.

Оруденение локализовано в крыльях антиклинальных складок осадочно-метаморфических толщ, а также эндоконтактной зоне интрузива. Морфологические минерализованные зоны нерудных минералов – кварца, мусковита, альбита, микроклина, из рудных – касситерита, шеелита и др. [4]. Пегматиты пространственно размещаются в эндо- и экзоконтактных зонах интрузивных массивов, верхнего карбона – нижнепермского возраста,

В настоящее время, в науке о пегматитах, существуют и развиваются две точки зрения на процесс образования пегматитов. Первая из них, связана с именем Ферсмана А.Е., идеи которого разрабатываются его учениками и последователями, вторая – более

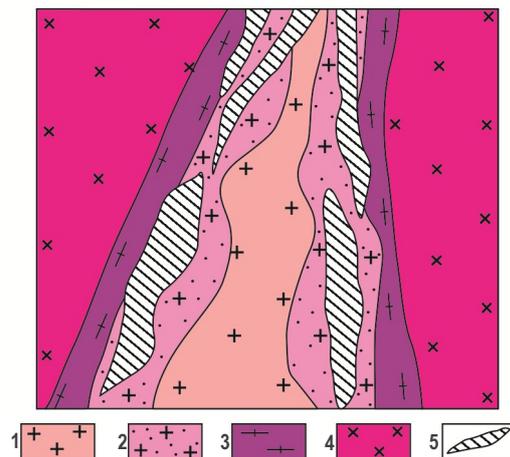


Рис. 1. Схематический разрез пегматитового рудопроявления Лянгар: 1 – граниты; 2 – лейкократовые граниты; 3 – биотитовые граниты; 4 – гранодиориты; 5 – рудные залежи

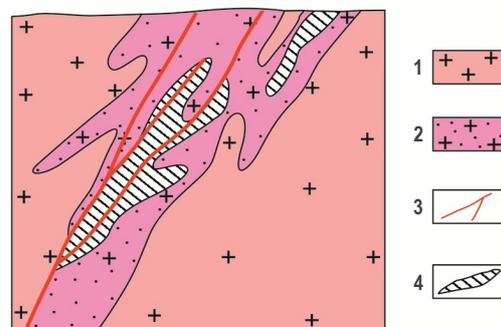


Рис. 2. Схематический разрез редко-металльного рудопроявления Лянгар: 1 – граниты; 2 – альбитизированные граниты; 3 – разломы; 4 – рудные залежи

поздняя, высказана Коржинским Д.С. и выдвинутая Заварицким А.Н., также развивается их последователями. Многие исследователи второго направления, в своих работах придают большое значение физико-химическим особенностям рудогенеза и меньше уделяют внимание непосредственным геологическим характеристикам объектов в целом и выше указанным формациям, в частности. Чрезмерное увлечение одной стороной вопроса методологически неверно и неизбежно может привести к неверному его решению. Морфология тел, минеральный состав, структурно – текстурные особенности пегматитов изученного региона, их взаимоотношения с вмещающими гранитами показывают, что одна их незначительная часть образовалась, вероятно, метасоматическим путем под воздействием газовых и водных растворов на вмещающие граниты или на их жильные разности. Подавляющая же часть пегматитов, формировалась интрузивным путем и связана с внедрением вдоль трещин остаточного расплава, с последующим развитием процессов замещения. Для пегматитов первой группы характерны следующие черты: небольшая мощность тел, не выходящая за пределы 15-20 см; незначительная протяженность; неправильная форма, с раздувами и пережимами; простой минеральный состав: микроклин, кварц, мусковит и реже, гранат; большое количество мусковита указывает на важную роль летучих компонентов, в формировании пегматитов [5, 6].

Для пегматитов основной массы характерны более крупные тела, сложный минеральный состав, зональное строение жил с развитием зон, присущих пегматитовых тел, развитие процессов

замещения, накрадывающихся на, уже сформировавшиеся, грубокристаллические пегматиты, кварц-микроклинового состава, резкие линейные контакты с вмещающими гранитами и другими породами, секущие характер контактов [6].

Таким образом, пегматиты рудоносной площади образовались двумя основными путями: незначительная часть мусковитовых пегматитов возникла в результате процессов замещения вмещающих гранитов и других жильных пород, под действием газов и растворов.

Главная же масса, относительно разновозрастных пегматитов, образовалась в результате кристаллизации пегматитового расплава – раствора, внедрившегося в интрузивы, вдоль трещин во вмещающие породы, с последующим наложением процессов замещения на уже сформировавшиеся грубокристаллические пегматиты.

Весьма небольшой на наш взгляд, объем проделанных нами работ, позволил откорректировать заслуживающие внимания минерализованные зоны пегматитовых тел.

Были выделены формации керамических, редкометалльных и метасоматически замещённых пегматитов. Можно отметить, что детальные исследования площади позволяют нам выделить новые минерализованные зоны.

При этом, надо отметить, что мощность зон освещена лишь частично, а по простиранию и падению прослежена недостаточно.

В связи с этим, на Лянгарском рудном поле, рекомендуется постановка детальных оценочных работ на промышленную значимость на основе проявлений пегматитовой формации.

Библиографический список:

1. Абдуллаев Х.М. Генетическая связь оруденения с гранитоидными интрузиями // Сборник сочинений. – Т.: «Наука», 1964. – 310 с.
2. Адилханов К.Х. Минералогия. Учебное пособие. – Т.: «МРИТИ», 2017 г. – 528 с.
3. Акбаров Х.А. Никифоров Н.Н., Умарходжаев М.У. Структурно-морфологические типы рудных тел // Материалы международной конференции. – Т.: САИГИМС, 1981. – 106 с.
4. Далимов Т.Н. История магматизма Тянь-Шаня. – Ташкент, Университет, 1989. – 288 с.
5. Мирходжаев И.М., Хохлов В.А., Головин В.Е. Метаморфические формации Узбекистана. – Ташкент: Фан, 1977. – 124 с.
6. Смирнов В.И. Геология полезных ископаемых. – Москва: Недра, 1992. – 143 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

ОПЫТ РАБОТЫ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОСОДЕРЖАЩИХ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ С ПРИМЕНЕНИЕМ ОБОРОТНЫХ ВОД



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



Чулиев Ф.Г.,
директор ГМЗ-7 АО «НГМК»

«НКМК» AJ mutaxassislari Rossiya Federatsiyasining ilmiy hamkorlari bilan birgalikda oltinning o'rtacha miqdori 0,5 g/t gacha bo'lgan yig'ma eritma qoldiqlarini va boshqa ikkilamchi resurslarni qayta ishlashga samarali jalb etish bo'yicha chuqur ilmiy-tadqiqot ishlarini olib bordi.

Amalga oshirilgan ishlar natijalariga ko'ra, yig'ma yuvish chiqindilarini qayta ishlash bo'yicha yangi innovatsion loyihani amalga oshirish bo'yicha qaror qabul qilindi. Hozirda loyiha to'liq amalga oshirildi va 78% umumiy ajratib olishga erishildi.

Tayanch iboralar: suv tanqisligi, oqilona foydalanish, qoldiqlar, o'zgarish dinamikasi, suvning solishtirma iste'moli, tarkib, chiqindilarni qayta ishlash, ishqorlash, texnologik sxema, chiqindi, texnologik suv, hovuz suvi.

Специалистами АО «НГМК», совместно с научными партнерами РФ проведены глубокие научно-исследовательские работы по эффективному вовлечению в переработку хвостов кучного выщелачивания со средним содержанием золота до 0,5 г/т и других вторичных ресурсов.

По результатам проведенных работ принято решение о реализации нового инновационного проекта для переработки отходов кучного выщелачивания. В настоящее время проект полностью реализован и достигнуто сквозное извлечение 78%.

Ключевые слова: дефицит воды, рациональное использование, хвосты, динамика изменения, удельный расход воды, содержание, переработка отходов, выщелачивание, технологическая схема, отходы, технические воды, прудковые воды.

Горная промышленность Узбекистана одна из базовых отраслей экономики страны. Предприятия горнорудной промышленности, представлены рудниками, обогатительными и металлургическими комплексами, относятся к водоёмким производствам.

Территория Узбекистана находится в зоне с высоким (40-80%), экстремально высоким (более 80%) дефицитом воды, а так же на засушливых и маловодных территориях.

В Кызылкумском регионе, где ведёт свою деятельность АО «Навоийский горно-металлургический комбинат» (АО «НГМК») на сегодняшний день создана крупная минерально-сырьевая база благородных, радиоактивных и редких металлов, фосфоритов, кварцевых и кварц-полевошпатовых песков, строительных и облицовочных камней, выявлены геологические перспективы подготовки в короткие сроки месторождений других металлов, что создаёт реальные предпосылки для дальнейшего расширения действующих и строительства новых горнодобывающих предприятий [1].

В этой связи вопросы рационального водопользования являются приоритетными. Для хозяйственно-питьевых, бытовых нужд городов Зарафшан, Учкудук и производственной деятельности, а также для животноводческого комплекса этих регионов, вода в основном добывается из реки Амударья и транспортируется на расстояние более 300 км.

Ежегодно вышеуказанные города и производства потребляют более 120 млн. м³ воды (более 100 млн. м³ из Амударья, остальное из других источников, при этом электроэнергия в структуре себестоимости составляет около 60%) [2].

В производственных мощностях НГМК за счет реализации инвестиционных проектов наблюдаются тенденция роста

потребления воды до 25%, и эта ситуация перед инженерами и учеными комбината ставит серьёзную задачу по разработке ресурсосберегающих технологий производства благородных металлов и урана.

Сегодня на действующих горноперерабатывающих производствах комбината разработаны и реализуются достаточно эффективные мероприятия, направленные на снижение расхода воды (рис. 1).

Тем не менее, эти мероприятия не обеспечивают полностью выполнения поставленных задач. По этому одним из основных направлений стратегии водосбережения комбината является рациональное их использование с применением новых технологий, научных достижений и опыта персонала комбината.

В связи с истощением минеральных ресурсов природного происхождения, в последнее время все большую актуальность приобретают техногенные образования прошлых лет, к числу которых относятся хвосты кучного выщелачивания, образовавшихся в течение более 20 лет от переработки забалансовых руд методом кучного выщелачивания.

Учёными, инженерами комбината и научными партнерами Российской Федерации проведены глубокие научно-исследовательские работы по эффективному вовлечению в переработку хвостов кучного выщелачивания со средним содержанием золота до 0,5 г/т и других вторичных ресурсов.

По результатам проведенных работ принято решение о реализации нового инновационного проекта для переработки отходов кучного выщелачивания с мощностью 15 млн. т/год по специальной технологии. В настоящее время проект полностью реализован и достигнуто сквозное извлечение 78% (проект 71,4%).

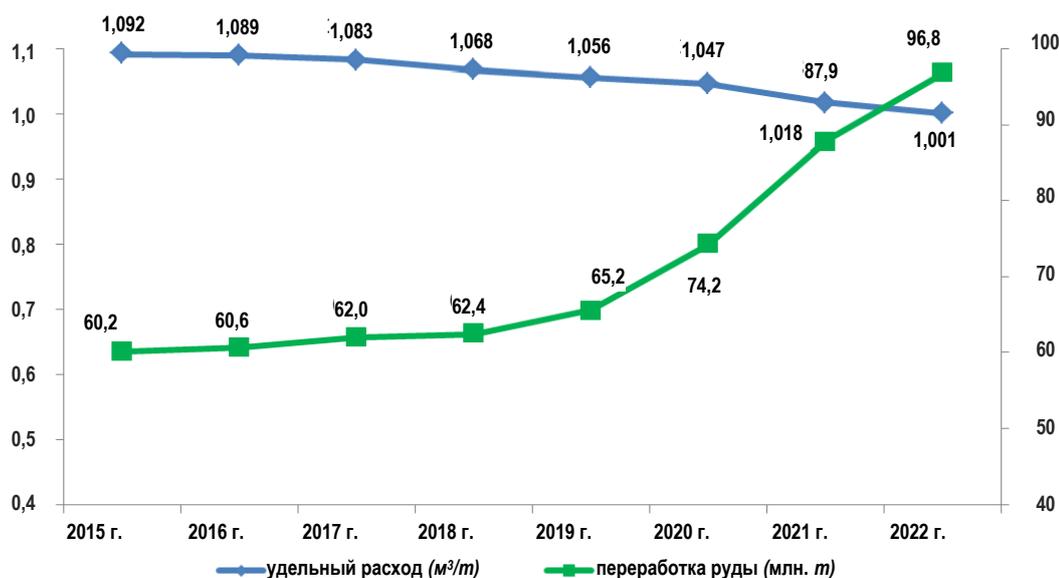


Рис. 1. Динамика изменения удельного расхода воды на переработку руды по АО «НГМК»

При проектировании этого производства, впервые на комбинате предусмотрено, использование в технологическом процессе вторичной воды из действующего хвостохранилища [3].

При этом, как правило, использование оборотных вод хвостохранилищ сопряжено с рядом трудностей из-за высокого содержания солей цветных, благородных и щелочноземельных металлов, а также органических соединений, которые в свою очередь отрицательно влияют на технологический процесс. Кроме того в оборотной воде содержится в растворённом виде золото и серебро [4, 5].

Для применения вторичных вод в технологическом процессе, специалистами комбината, осуществлён ряд исследований. При этом в целях определения принципиальной возможности очистки оборотных вод от вышеназванных примесей, специалистами проведены глубокие исследования с применением сорбентов – активированный уголь и анионит (ионообменная смола).

Сорбция из вторичных вод проведена в динамическом режиме, при котором порции сорбентов помещены в специальные колонки, через которые непрерывно пропускали исходную воду из прудка хвостохранилища. Изменение состава исходной воды с прудка и после сорбции представлено в табл. 1.

По результатам анализа проведенных испытаний установлено, что уголь в процессе сорбции проявляет более селективные сорб-

ционные свойства по металлам-примесям, в сравнении с ионообменной смолой, что улучшает показатели по степени очистки оборотной воды от металлов примесей. При этом ёмкость угля по золоту и серебру заметно превышает ёмкость смолы при прочих равных условиях (табл. 2).

В связи с этим, в дальнейших исследованиях в качестве сорбента использовался активированный уголь. На нём проведён ряд экспериментов с целью изучения кинетики сорбции.

Работа заключалась в сорбции золота из оборотной воды на сорбент (порциями по 1 г) в динамическом режиме ($V = 3$ л/ч). При этом через 12, 24, 36, 48, 72 и 96 ч порции сорбента извлекались из колонн и анализировались на содержание золота. Результаты представлены на рис. 3.

Как видно из рис. 2, максимальная ёмкость сорбента по золоту достигается за 90 ч и составляет 0,8 мг/г.

По результатам проведённых работ произведён расчет опытно-промышленной локально-сорбционной установки (ЛСУ) с использованием сорбционных напорных колонок (рис. 3).

Для введения установки в производство специалистами комбината были приняты оригинальные компоновочные решения, что обычно ЛСУ устанавливается вблизи прудка на участке хвостохранилища, что сопровождается такими проблемами как отсутствие

Содержание золота, серебра и примесей в исходной воде прудка и после сорбции

Таблица 1

Наименование	Концентрация, мг/л						
	Au	Ag	Cu	Fe	Ni	Zn	
Исходная вода	0,035	0,16	2,0	0,35	0,87	0,15	
Вода после сорбции	уголь	0,01	0,1	0,47	следы	0,63	0,12
	смола	0,015	0,12	1,75	следы	0,69	0,11

Содержание золота, серебра и примесей в сорбентах

Таблица 2

Сорбент	Содержание элементов, мг/г					
	Au	Ag	Cu	Ni	Fe	Zn
уголь	0,60	1,34	25,6	4,5	1,00	0,75
смола	0,58	0,66	23,2	3,0	0,56	0,87

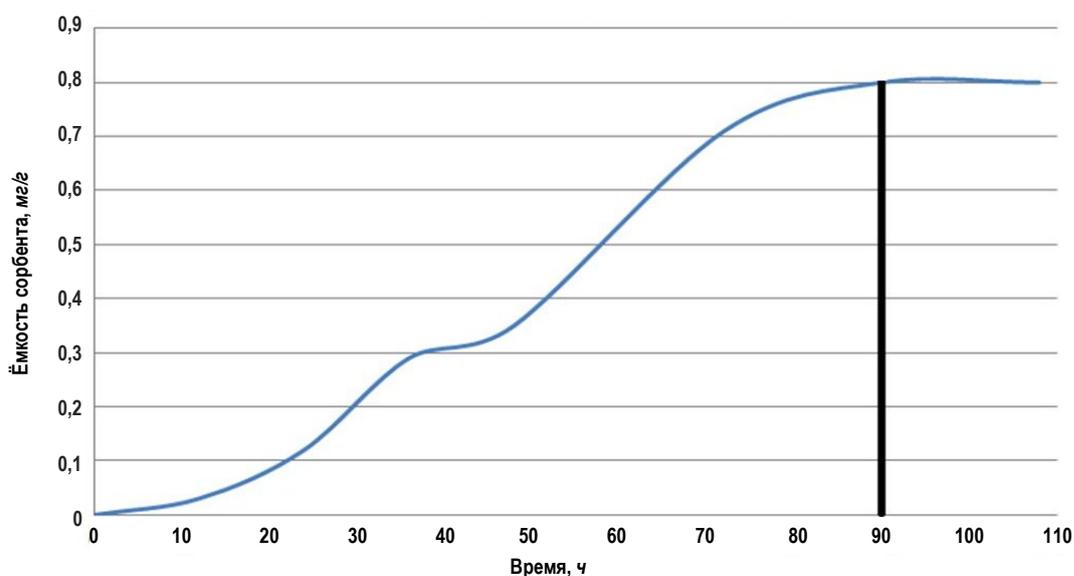


Рис. 2. Зависимость насыщения сорбента золотом от времени сорбции из оборотной воды с исходной концентрацией $C_{исх} = 0,035$ мг/л

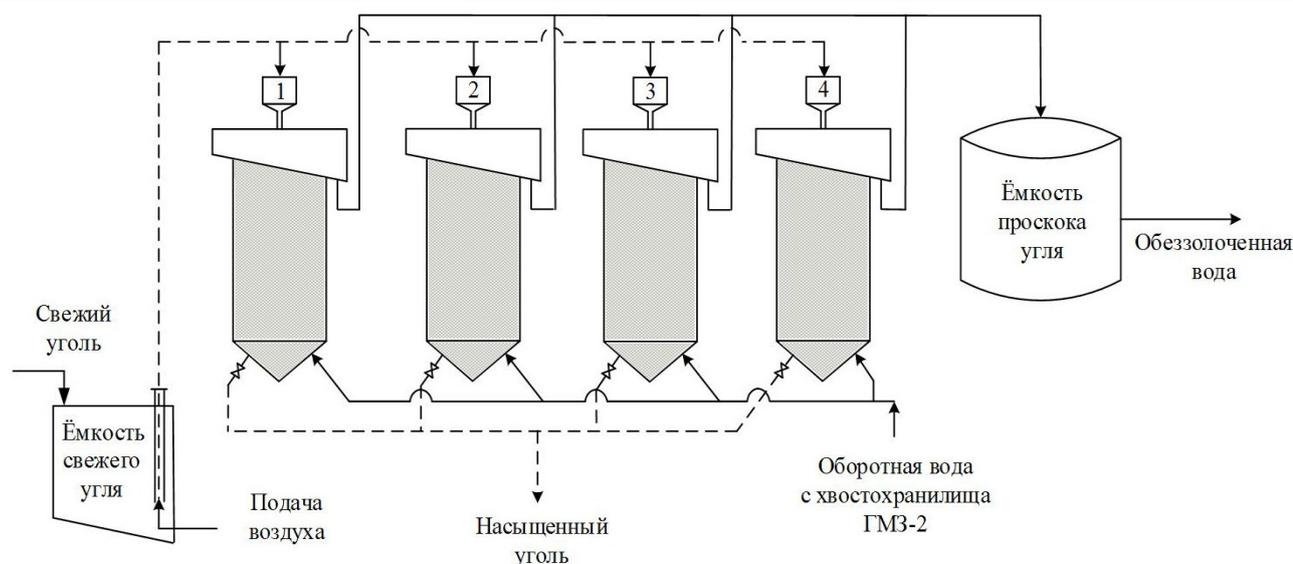


Рис. 3. Аппаратурная схема ЛСУ

инфраструктуры для его обслуживания, обязательное создание мероприятий по сохранности драгоценных металлов, которые влекут за собой дополнительные расходы.

В данном случае ЛСУ внедрена на территории завода по ходу движения оборотной воды полностью исключая вышеперечисленные дополнительные расходы. Эта технологическая схема очистки оборотных вод позволяет использовать в шихте с техническими водами для переработки техногенных отходов кучного выщелачивания.

Также при очистке оборотных вод дополнительно извлекаются золото и серебро.

Таким образом, реализация разработанной технологической схемы, в процессе работы завода по переработке техногенных отходов кучного выщелачивания позволила: сократить объём использованных технических вод ежегодно на 8,0 млн. m^3 с экономией средств на расход более чем в 2 раза; при очистке вод дополнительно извлекается золото и серебро из прудовых вод хвостохранилища на сумму около 10,5 млн. долл. США в год.

Библиографический список:

1. Санакулов К., Кадыров А.А. Стратегия долгосрочного инновационного развития Кызылкумского региона. – Германия – Кельн: «Артем», 2021. – 408 с.
2. Санакулов К., Холбоев Г.О. «Опыт экономии водных ресурсов при переработке золотосодержащих руд в условиях кызылкумского региона». Горный вестник Узбекистана, 2022. – № 3. – С. 92-94.

3. Санакулов К., Исмагилов М.М., Дементьев В.Е., Муллоев В.М. Освоение технологии переработки хвостов кучного выщелачивания Навоийского ГМК. – Москва: Горный журнал, 2018. – № 9. – С. 64-68.
4. Волков В.П. Сорбционные процессы действующих производств. – М.: Издательский дом «Руда и металлы», 2014. – 160 с.
5. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В., Борбат В.Ф. и др. Metallurgy благородных металлов. – Москва: «Металлургия», 1987. – 432 с.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2022, № 4 (91) pp. 65-68

EXPERIENCE IN THE PROCESSING OF GOLD-CONTAINING MAN-MADE WASTE USING RECOVERED WATER

Sanakulov K., Chairman of the Board - General Director, Doctor of Technical Sciences, Professor.

Chuliev F.G., Director of the Hydrometallurgical Plant-7.

JSC «Navoi Mining and Metallurgical Combine». Navoi, Uzbekistan.

JSC NMMC's specialists, together with scientific partners in the Russian Federation, carried out in-depth research work on the effective involvement of heap leach tailings with an average gold content of up to 0.5 g/t and other secondary resources in the processing.

Based on the results of the work, a decision was made to implement a new innovative project to process heap leach tailings. The project has now been fully implemented and a throughput recovery of 78% has been achieved.

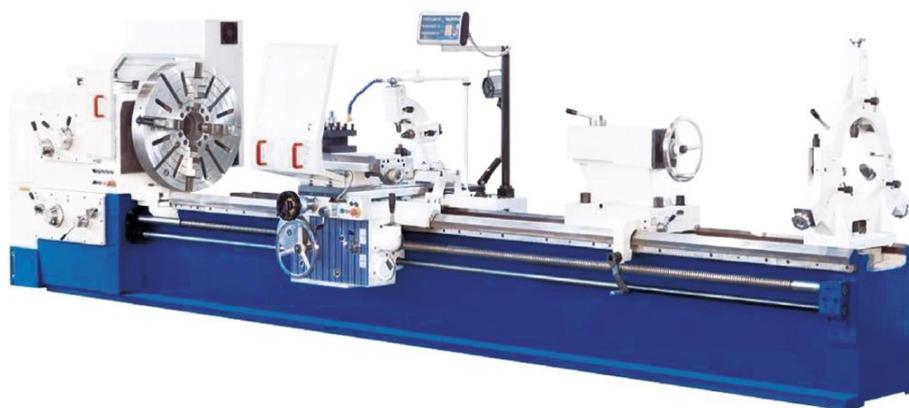
Keywords: water scarcity, rational use, tailings, dynamics of change, specific water consumption, content, waste processing, leaching, process flow diagram, waste, process water, pond water.

Bibliographic list:

1. Sanakulov K., Kadyrov A.A. Strategy for long-term innovative development of the Kyzylkum region. – Germany – Koln: "Artem", 2021. – 408 p.
2. Sanakulov K., Kholboev G.O. «Experience of saving water resources in the processing of gold-bearing ores in the conditions of the Kyzylkum region». Gorniy vestnik Uzbekistana, 2022. – No. 3, pp. 92-94.
3. Sanakulov K., Ismagilov M.M., Dementiev V.E., Mullov V.M. «Mastering the technology of processing heap leaching tailings of the Navoi MMC». – Moscow: Gorniy Journal, 2018. – No. 9, pp. 64-68.
4. Volkov V.P. Sorption processes of existing industries. – M.: Publishing house «Ruda i metally», 2014. – 160 p.
5. Maslenskyy I.N., Chugaev L.V., Borbat V.F. etc. Metallurgy of noble metals. – Moscow: Metallurgiya, 1987. – 432 p.

HT-425/3000

УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
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: informz@ngmk.uz

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ЛЕГИРОВАНИЯ НА ЭКСПЛУАТАЦИОННЫЕ СВОЙСТВА ЧУГУНОВ МАРК 280X29НЛ И 330X17Л С ЦЕЛЬЮ ПОВЫШЕНИЯ ИХ КАЧЕСТВА



Ахмедов Х.И.,
заведующий кафедрой
«Технология машиностроения»
НГТГУ, к.т.н., доцент



Куликов В.Ю.,
заведующий кафедрой
«Нанотехнологии и металлургия»
НАО «Карагандинский технический
университет им. А. Сагинова», к.т.н.



Квон С.С.,
профессор кафедры
«Нанотехнологии и металлургия»
НАО «Карагандинский технический
университет им. А. Сагинова», к.т.н.



Жумаев А.А.,
доцент кафедры
«Технология машиностроения»
НГТГУ, PhD

Yeyilish sharoitida ishlaydigan tog'-metallurgiya uskunalari qismlarini ishlab chiqarish uchun eng keng tarqalgan 280X29NL va 330X17L markali yeyilishga bardoshli cho'yanlarning qattiqligi va mikro tuzilishi o'rganildi. Fe-2,6C-Cr-LE ko'p komponentli tizimlarining termodinamik tahlili Thermo-Calc dasturi yordamida amalga oshirildi. Qotishmalarning kristallanish jarayonlarini, ulardagi metall asosning strukturasini shakllantirishni, shuningdek, karbid fazalarini hosil qilish va o'zgartirishni usullar o'rganildi. Tahlil asosida Fe-2,6C-Cr-LE tizimidagi qotishma elementlarning (Cr, Mn, Si va Ti) optimal miqdori va nisbati aniqlandi, ular metall matritsa va karbid fazasini hosil qilish uchun zarur bo'lib, ular maksimal qotishma qattiqligi ta'minlashi aniqlandi.

Tayanch iboralar: *eyilishga bardoshli cho'yan, qattiqlik, struktura, metall asos, karbid faza.*

Исследованы твёрдость и микроструктура чугунов марок 280X29НЛ и 330X17Л – наиболее распространенных для изготовления деталей горно-металлургического оборудования, работающих в условиях износа. С помощью программы Thermo-Calc проведен термодинамический анализ многокомпонентных систем Fe-2,6C-Cr-л.э. с целью изучения процессов кристаллизации сплавов, формирования в них структуры металлической основы, а также образования и трансформации карбидных фаз. На основании проведенного анализа определено оптимальное количество и соотношение легирующих элементов (Cr, Mn, Si и Ti) в системе Fe-2,6C-Cr-л.э., необходимое для образования металлической матрицы и карбидной фазы, которые обеспечивают максимальную твердость сплава.

Ключевые слова: *износостойкий чугун, твёрдость, структура, металлическая основа, карбидная фаза.*

Одной из важнейших задач горно-металлургического сектора является повышение экономической эффективности деталей, полученных литьем из белых чугунов за счёт увеличения их эксплуатационных и механических свойств [1-3].

Чугуны марок 280X29НЛ и 330X17Л используются для изготовления деталей, работающих в условиях износа, как чисто абразивного, так и сопровождающегося ударными нагрузками. Соответственно, основными параметрами качества этих сплавов являются твёрдость и износостойкость.

Надо отметить, что несмотря на высокую твёрдость этих сплавов сроки эксплуатации у них различны даже при одинаковых условиях эксплуатации [4-7], что по-видимому, связано с различиями в структуре этих сплавов.

Установление причины этого факта и являлось одной из задач данного исследования.

Другой задачей работы являлось определение потенциальных возможностей корректировки состава исследуемых сплавов с целью получения структуры, обеспечивающей максимальную твёрдость [8-11].

Методы исследования и использованные материалы.

В качестве исследуемого материала были выбраны износостойкие белые чугуны 280X29НЛ и 330X17Л, химический состав приведен в табл. 1.

Данные чугуны применяются для отливок горно-обогатительного оборудования, работающих в условиях интенсивного абразивного износа (питающие диски, подложки, плит для дробилок и др.).

Для изготовления сплавов (табл. 1) использовали индукционную печь объёмом 2,5 т, шихтовые материалы следующего состава: чушковый чугун в количестве 400 кг, феррохром (марка ФХ 100А) 300 кг, никель – от 1 до 2 кг в зависимости от состава конечного сплава, ферромарганец – от 3 до 5 кг и электродом до 5 кг. Температура литья составила 1380°C, которая выбрана на основании практики литья и с целью снижения величины литейной усадки [12-18].

Опытные сплавы разливали в песчано-глинистые формы, затем из них вырезались образцы для определения механических свойств (рис. 1). Механические свойства сплавов определяли по ГОСТ 1497-84.

Для выявления структуры образцы были подвергнуты травлению реактивом следующего состава: 15 мл азотной кислоты, 15 мл соляной кислоты и 15 мл глицерина. Время травления 10 мин, при температуре реактива 60°C.

Микрошлифы подготовили на шлифовально-полировальном станке «НЕРИС».

Таблица 1

Составы исследуемых чугунов

№	Марка чугуна	Содержание химических элементов, % по массе							
		C	Si	Cr	Mo	Ni	Ti	P	S
1.	280X29НЛ	2,55	≤ 1,5	28,0	–	0,6	1	≤ 0,1	≤ 0,1
2.	330X17Л	3,40	0,6	16,5	0,5	0,6	–	≤ 0,01	≤ 0,01

Для измерения твёрдости по HRC₃ использовался твердомер ТК-2М и для измерения твёрдости по HV₅₀ использовался твердомер PMT – 3М.

Химический состав отливок определён эмиссионным спектральным методом на приборе Spectro-Lab –М.

Структуры сплавов изучали на микроскопе TESCAN VEGA при разных увеличениях.

Результаты исследования и их анализ.

Твёрдость образцов определяли на поверхности и в сердцевине, не менее, чем в 5 точках с тремя дублями. Усреднённые результаты испытаний приведены в табл. 2.

Как видно из данных таблицы чугуна марки 280Х29НЛ имеет меньшую твёрдость, чем 330Х17Л. Это даёт основание предполагать, что в случае только абразивного износа без сопутствующих ударных нагрузок чугун 280Х29НЛ имеет более короткий срок эксплуатации. При этом надо отметить, что цена сплава 280Х29НЛ в 1,5 раза дороже сплава 330Х17Л за счёт легирования дорогостоящим никелем, что делает нецелесообразным его применение для деталей, работающих исключительно в условиях абразивного износа.

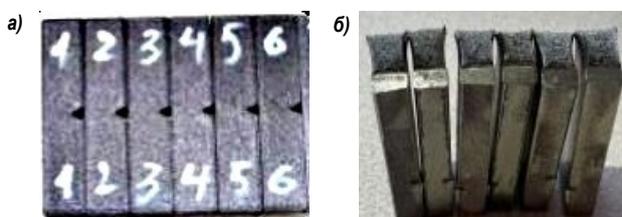


Рис. 1. Образцы, приготовленные для определения механических свойств сплава: а – для определения ударной вязкости; б – для определения предела прочности

Таблица 2

Твёрдость опытных образцов

Марка чугуна	330Х17Л	280Х29НЛ
Твёрдость на поверхности в литом состоянии HRC ₃	57-62	46-47
Твёрдость в сердцевине в литом состоянии HRC ₃	47-48	40-41

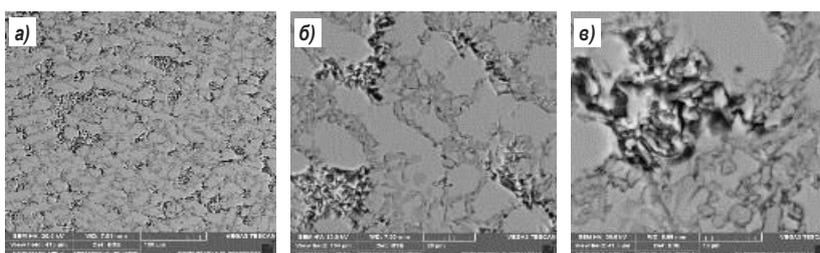


Рис. 2. Структура чугуна марки 280Х29НЛ: а – х500; б – х2000; в – х5000

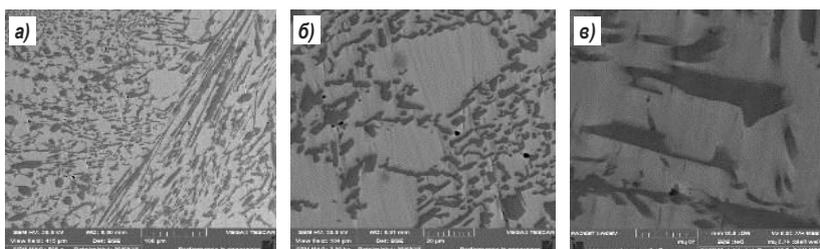


Рис. 3. Структура чугуна марки 330Х17Л: а – х500; б – х2000; в – х5000

На опытных образцах исследовали микроструктуру высокопрочных белых чугунов 280Х29НЛ и 330Х17Л при увеличении в 500, 1000, 2000 и 5000 раз.

На рис. 2 представлена микроструктура белого чугуна 280Х29НЛ. Металлическая основа сплава состоит из перлита и аустенита, в структуре присутствуют М₃С и частично М₇С₃. Средний размер карбидной фазы составляет 10-20 мкм.

На рис. 3 представлена структура чугуна марки 330Х17Л. Металлическая основа представлена аустенитом. Карбидная фаза представлена двумя видами карбидов - М₇С₃ и М₂₃С₆, средний размер которых составляет 8-15 мкм.

Сравнение характеристик структуры (природы металлической основы и карбидной фазы), а также разная дисперсность карбидной фазы и обуславливают различную твёрдость исследованных сплавов.

С целью определения влияния различных легирующих элементов на процессы формирования структуры и образования карбидной фазы был проведен термодинамический анализ с помощью ПО Thermo-Calc.

Была построена диаграмма состояния четырехкомпонентной системы Fe-2,6С-Cr-Ni при температуре 2000°С. На фазовой диаграмме системы Fe-2,6С-Cr-Ni при температуре 200°С образуется несколько фаз. При содержании никеля 1,2% и хрома 16% в структуре сплава присутствуют свободный графит, ферритная и аустенитная структуры, карбидные фазы М₃С₂. При количестве хрома 16-25% и никеля более 1,1% видно, что в структуре сплава полностью сформировались аустенит и феррит, а также образовались карбидные фазы М₃С₂ и М₇С₃.

Важно отметить, что когда количество хрома достигает 26%, в металлической основе сплава присутствуют аустенит и феррит, а карбидная фаза представлена только карбидом типа М₇С₃ (рис. 4).

При содержании хрома в сплаве более 16% и доведении содержания никеля до 1% наблюдается ферритная структура и, главное, полностью сформированные карбиды типа М₇С₃. При увеличении количества хрома до 26% и увеличении количества никеля до 1% можно сформировать в структуре ферритную и аустенитную металлическую основу, а также карбиды типа М₇С₃ и М₂₃С₆.

Аналогичным образом проведен анализ системы Fe-2,6С-Cr-Mn. При наличии в составе сплава до 45% хрома и до 9% марганца наблюдается полное формирование структуры на металлической основе и образование карбидных фаз М₃С₂, М₇С₃ и М₂₃С₆.

При увеличении количества марганца свыше 9% в структуре присутствует свободный графит (рис. 5).

При содержании марганца до 3-4% наблюдается полностью сформированная ферритная структура и карбидные фазы М₇С₃ и М₂₃С₆. При содержании марганца 0,7-0,8% и хрома до 16-45% структура сплава представлена ферритной матрицей, несмотря на низкое содержание марганца образуются карбиды М₇С₃.

Высокое содержание марганца в белом чугуне приводит к образованию графита в структуре сплава. Кроме того, он отрицательно влияет на образование карбидов. В структуре сплава это приводит к образованию феррита, графита и хрупких (низкие механические свойства) карбидных фаз типа М₃С₂.

На основании диаграммы термодинамического состояния белого чугуна 280Х29НЛ системы Fe-2,6С-Cr-Mn определено, что оптимальное количество марганца составляет 0,4-0,6%, а оптимальное количество хрома – не менее 16,5%.

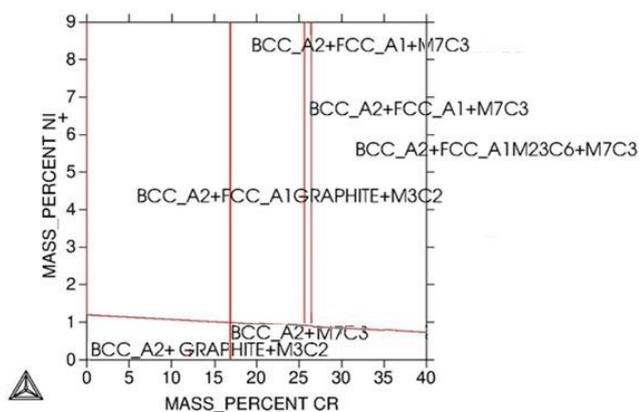


Рис. 4. Диаграмма состояния Fe-2,6C-Cr-N, T-200°C

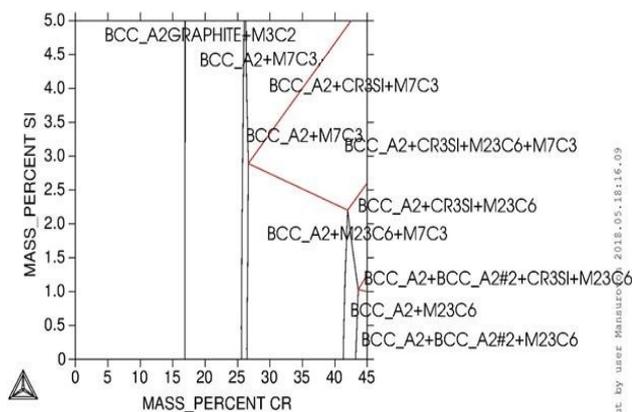


Рис. 6. Диаграмма состояния Fe-2,6C-Cr-Si, T-200°C

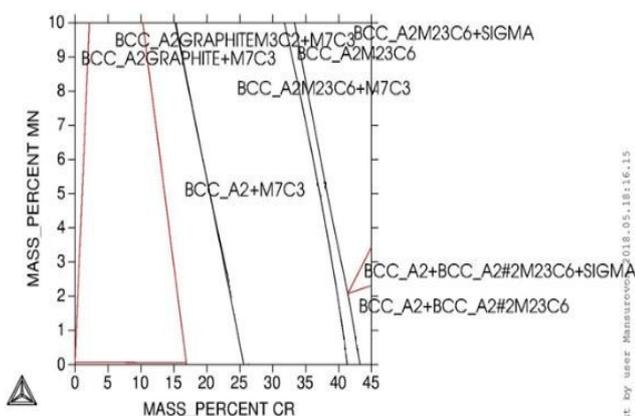


Рис. 5. Диаграмма состояния Fe-2,6C-Cr-Mn, T-200°C

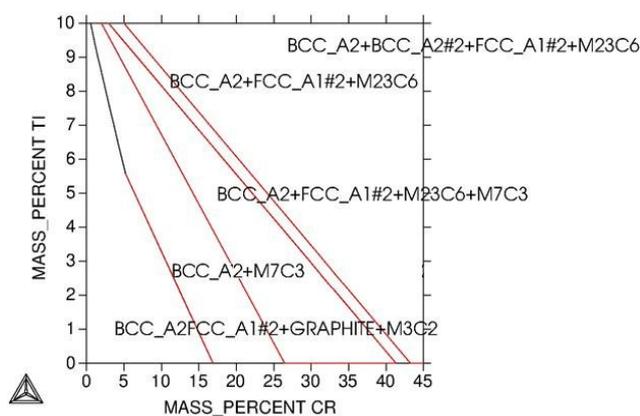


Рис. 7. Диаграмма состояния Fe-2,6C-Cr-Ti, T-200°C

Термодинамический анализ системы Fe-2,6C-Cr-Si показывает, что при превышении количества кремния выше 4,5% в структуре сплава присутствует феррит и свободный графит. Когда количество хрома превышает 25-26% свободный графит полностью переходит в связанную форму (рис. 6).

На диаграмме состояния на основе Fe-2,6C-Cr-Si в зависимости от количества кремния и хрома в структуре помимо карбидов M_3C_2 , M_7C_3 и $M_{23}C_6$ образуется также силицид хрома Cr_3Si , что нежелательно, т.к. он является хрупкой составляющей.

Таким образом, оптимальное количество кремния в составе белого чугуна составляет не более 1%, что обеспечивает хорошие литейные свойства.

Диаграмма термодинамического состояния четырехкомпонентного сплава Fe-2,6C-Cr-Ti при 200°C состоит из нескольких фаз.

Содержание хрома до 16% и титана до 10% приводит к образованию ферритно-аустенитной структуры, а также присутствию свободного графита. Карбидная фаза представлена карбидом типа M_3C_2 . При содержании хрома в пределах 16-26% свободный графит отсутствует, карбидная фаза представлена двумя типами карбидов M_3C_2 и M_7C_3 . При содержании хрома в сплаве 26-42% структура

сплава представлена ферритно-аустенитной матрицей, карбидная фаза представлена M_7C_3 и $M_{23}C_6$. Только при содержании хрома в сплаве более 42% в структуре сплава присутствуют карбиды только одного типа – $M_{23}C_6$ (рис. 7).

Разница в твердости и, предположительно, в износостойкости, чугунов марки 280X29НЛ и 330X17Л объясняется природой металлической матрицы и карбидной фазы, а также ее дисперсностью.

На основании термодинамического анализа с помощью ПО 280X29НЛ и 330X17Л установлена эволюция образования карбидной фазы и металлической основы в зависимости от природы и количества легирующего элемента. На основании проведенного анализа определено оптимальное количество легирующего элемента (Cr, Mn, Si и Ti) в системе Fe-2,6C-Cr-л.э., необходимое для образования металлической матрицы и карбидной фазы, которые обеспечивают максимальную твердость сплава.

Авторы статьи выражают благодарность руководству НИТУ МИСиС (Москва, Россия) за помощь в проведении исследований, результаты которых приведены в данной статье.

Библиографический список:

1. Гарбер М.Е. Износостойкие белые чугуны: свойства, структура, технология, эксплуатация. – М.: Машиностроение, 2010. – 280 с.
2. Жумаев А.А., Барановский К.Э., Мансуров Ю.Н., Ахмедов Х.И. Результаты исследования структуры отливок из белых износостойких чугунов // Чёрные металлы. – № 2(1082). – Москва, 2022 – С. 4-10.
3. Барановский К.Э., Мансуров Ю.Н., Жумаев А.А., Улугов Г.Д. Повышение ресурса работы деталей центробежных дробилок «СЕМКО KEV 96» за счёт ускоренного охлаждения отливок // Сборник трудов XV Международной конференции по проблемам горной промышленности, строительство и энергетики. Том 1. – Минск: БНТУ, 2019. – С. 72-75.

4. Жумаев А.А., Мансуров Ю.Н., Маматкулов Дж.Дж., Абдуллаев К.С. Фазовые превращения в сплавах железа с углеродом, легированных редкоземельными и переходными металлами // Чёрные металлы. – № 11(1067). – Москва, 2020. – С.22-29.
5. Жумаев А.А., Мансуров Ю.Н., Маматкулов Дж.Дж., Улугзои Г.Д. Оптимизация состава и структуры износостойких белых чугунов, используемых в горнодобывающей промышленности // Чёрные металлы. – № 12(1068). – Москва, 2020. – С. 4-10.
6. Koryciński D., Piasny S. Influence of tungsten and titanium on the structure of chromium cast iron // Archives of Foundry Engineering. – Poland, 2012, No 12 (1), pp. 57-60.
7. Pranav U., Agustina M., Mücklich F. A Comparative Study on the Influence of Chromium on the Phase Fraction and Elemental Distribution in As-Cast High Chromium Cast Irons: Simulation vs. Experimentation. // Metals. – Poland, 2020, No. 12, pp. 4-17.
8. Ponomareva A.V., Ruban A.V., Mukhamedov B.O., Abrikosov I.A. Effect of multicomponent alloying with Ni, Mn and Mo on phase stability of bcc Fe–Cr alloys // Acta Materialia. – Australia, 2018. Vol. 150, pp. 117-129.
9. Mukhamedov B.O., Ponomareva A.V., Abrikosov I.A. Spinodal decomposition in ternary Fe–Cr–Co-system // Journal Alloys Compd. – Australia 2017. Vol. 695, pp. 250-256.
10. Ali K., Ghosh P.S., Arya A. A DFT study of structural, elastic and lattice dynamical properties of Fe₂Zr and FeZr₂ intermetallic // Journal Alloys Compd. – Brazil, 2017. Vol. 723, pp. 611-619.
11. Konar B., Kim J., Jung I. Critical Systematic Evaluation and Thermodynamic Optimization of the Fe-RE System: RE = La, Ce, Pr, Nd // Journal Phase Equilibria and Diffusion. – China, 2016. Vol. 37, Iss. 4, pp. 438-458.
12. Kolokoltsev V.M., Petrochenko E.V., Molochkova O.S. Influence of boron modification and cooling conditions during solidification on structural and phase state of heat- and wear-resistant white cast iron // CIS Iron and Steel Review. – Poland, 2018. Vol. 15, pp. 11-15.
13. Барановский К.Э., Мансуров Ю.Н., Жумаев А.А., Дувалов П.Ю. Повышение ресурса работы деталей из износостойких хромистых чугунов // Металлургия: республиканский межведомственный сборник научных трудов. – Минск: БНТУ, 2019. Вып. 40. – С. 78-83.
14. Abrikosov I.A., Ponomareva A.V., Steneteg P., Barannikova S.A., Alling B. Recent progress in simulations of the paramagnetic state of magnetic materials // Current Opinion Solid State Materials Science. – Moscow, 2016. Vol. 20, pp. 85-106.
15. Ahmad J.K. Melting of a new carbon-free waxed sponge iron in Electric Arc Furnace (EAF) for steelmaking // International Journal of Materials Science and Applications. – Egypt, 2015. Vol. 4. No. 1-2, pp. 1-6
16. Shamelkhanova N.A., Uskenbayeva A.M., Volochko A.T., Korolyov S.P. The Study of the Role of Fullerene Black Additive During the Modification of Ductile Cast Iron // Materials Science Forum. Switzerland. – Ukraina, 2017. Vol. 891, pp. 235-241.
17. Кудря А.В., Соколовская Э.А., Ахмедова Т.Ш., Пережогин В.Ю. Информативность морфологии структур твердых сплавов для прогноза качества наплавки // Цветные металлы. – Москва, 2017. – № 12. – С. 78-83.
18. Жумаев А.А., Барановский К.Э., Мансуров Ю.Н. Анализ микроструктуры износостойких хромистых чугунов после термической обработки // Литьё и Металлургия. – Минск, 2021. – № 1. – С. 142-148.

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

РАДИОМЕТРИЧЕСКИЕ МЕТОДЫ ДАТИРОВАНИЯ ВОЗРАСТОВ УРАНОВЫХ ОБРАЗЦОВ НЕКОТОРЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ КЫЗЫЛКУМОВ



Солиев Т.И.,
докторант кафедры
«Общая физика» НГПИ



АллабергANOVA Г.М.,
доцент кафедры
«Общая физика» НГПИ, PhD



Музафаров А.М.,
главный инженер
ЦНИЛ АО «НГМК», д.х.н. доцент

Ushbu maqolada ba'zi uran namunalari tarkibidagi U, Ra, Pb miqdorlari, $^{226}\text{Ra}/^{238}\text{U}$ radionuklidlari orasidagi radioaktiv muvozanat koeffitsientlari qiymati (K_{pp}) va ba'zi uran namunalari yoshini aniqlash natijalari keltirilgan. Radioaktiv muvozanat koeffitsienti qiymati va namunalari yoshi orasidagi bog'liqlik grafigi ham keltirilgan.

Tayanch iboralar: uran miqdori, radiy miqdori, qo'rg'oshin miqdori, uran namunalari, radioaktiv muvozanat koeffitsientlari K_{pp} , uran radioaktiv emirilish zanjirining ^{226}Ra va ^{238}U radionuklidlari, ba'zi uran namunalari yoshi.

В данной статье приведены результаты по определению содержаний U, Ra, Pb в некоторых урановых образцах, значение коэффициентов радиоактивного равновесия K_{pp} между радионуклидами $^{226}\text{Ra}/^{238}\text{U}$ и возрастов некоторых урановых образцов. Приведена построенная зависимость коэффициентов радиоактивного равновесия с возрастом образцов.

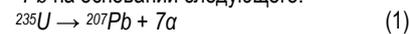
Ключевые слова: содержания урана, содержания радия, содержания свинца, урановые образцы, коэффициенты радиоактивного равновесия K_{pp} , радионуклиды ^{226}Ra , ^{238}U цепочки естественного распада урана, возрасты некоторых урановых образцов.

В природе родоначальниками естественной цепочки распада урана являются изотопы урана ^{238}U и радионуклиды ^{235}U . Цепочка радиоактивного распада этих семейств заканчивается стабильными изотопами свинца – Pb [1-3]. Для определения возраста исследуемого уранового образца достаточно определение соотношения между свинцом и изотопами урана. При определении возраста уранового образца, отклонение от действительного значения должно быть в разумных диапазонах. Чтобы приблизиться или найти максимально правильное значение, важно увеличить количество повторных измерений, и в то же время не ошибиться при получении результатов [4-6]. Принимая во внимание, что определяемый возраст имеет очень большое значение, можно сказать, что наиболее эффективным способом является взятие среднего значения результатов определённых в параллельных измерениях. Отклонения от среднего значения необходимо учитывать перед тем, как дать окончательный результат и заключение. Не смотря на то, что среди ядерно-физических методов классический уран-свинцовый метод является оптимальным с точки зрения получения правильного результата, тем не менее он занимает много времени [7-10].

Определение возраста уранового образца, является возможным с применением метода измерений значений коэффициента радиоактивного равновесия между радионуклидами цепочки распада урана.

Целью данного исследования является определение возрастов урановых образцов некоторых месторождений Кызылкумов радиометрическим уран-свинцовым методом с применением метода определений коэффициента радиоактивного равновесия между радионуклидами цепочки естественного распада урана для решения актуальных задач ядерной физики, геохронологии, радиоэкологии и т.д.

Теоретическая основа исследования. Уран-свинцовый метод основан на том, что изотопы урана ^{235}U , ^{238}U и тория ^{232}Th в результате цепочки последовательных α -распадов превращаются в изотопы свинца ^{207}Pb , ^{206}Pb и ^{208}Pb на основании следующего:



На основании этих радиоактивных превращений возраст урановых руд определяется из соотношения концентраций $^{207}\text{Pb}/^{235}\text{U}$, $^{206}\text{Pb}/^{238}\text{U}$, $^{208}\text{Pb}/^{232}\text{Th}$ в рудах:

$$\frac{^{207}\text{Pb}}{^{235}\text{U}} = (e^{\lambda_1 t} - 1) \quad (4)$$

$$\frac{^{206}\text{Pb}}{^{238}\text{U}} = (e^{\lambda_2 t} - 1) \quad (5)$$

$$\frac{^{208}\text{Pb}}{^{232}\text{Th}} = (e^{\lambda_3 t} - 1) \quad (6)$$

здесь Pb, U, Th – представляют собой содержание изотопов свинца, урана и тория в отобранной пробе;

$\lambda_1, \lambda_2, \lambda_3$ – константы распада изотопов.

Из классической формулы (8) изображающую логарифмическую зависимость изменения Pb от U:

$$\text{Pb} = \text{U} \cdot e^{-\lambda_U t} \quad (8)$$

находим время t и получим следующее уравнение:

$$t = \frac{\ln \frac{\text{U}}{\text{Pb}}}{\lambda_U} \quad (9)$$

Таблица 1
Полученные результаты по определению Ra, U, Pb и рассчитанные значения коэффициентов радиоактивного равновесия-K_{pp} и возрасты отобранных образцов – Т

№	Содержания, (г/т)			K _{pp}	Возрасты отобранных образцов – Т, (млрд лет)
	Ra	U	Pb		
1.	141,2	72,2	99,3	5,75	2,089±0,262
2.	120,1	65,1	90,1	5,43	2,110±0,265
3.	100,2	60,3	84,7	4,85	2,170±0,272
4.	162,6	71,5	100,4	4,40	2,250±0,282
5.	106,2	80,2	115,0	3,90	2,350±0,295
6.	100,3	73,5	108,2	3,60	2,500±0,314
7.	100,4	84,3	130,1	3,50	2,850±0,358
8.	96,2	82,4	134,3	3,45	3,190±0,400
Средний возраст					2,438625

Коэффициент радиоактивного равновесия между радионуклидами ²²⁶Ra и ²³⁸U можно определить по следующей формуле:

$$K_{pp} = \frac{Ra}{U \cdot 0,34} \quad (10)$$

Отсюда находим U которое выражается:

$$U = \frac{Ra}{0,34 \cdot K_{pp}} \quad (11)$$

В формуле (9) в место U поставим (11) и получим следующее уравнение:

$$t = \frac{\ln\left(\frac{Ra}{0,34 \cdot K_{pp} \cdot Pb}\right)}{\lambda_U} \quad (12)$$

На основании (12) формулы можно сделать расчёты возрастов урановых образцов, показывающие взаимосвязь с коэффициентом радиоактивного равновесия.

Среда радиометрических методов преимущественно уран-свинцового метода состоит в том, что изменение содержания урана, тория и свинца в образцах в основном обусловлено радиоактивным распадом и в гораздо меньшей степени зависит от геологических и температурных изменений. Проведённые исследования основаны на определении содержаний ²³⁸U, ²⁰⁶Pb и коэффициентов радиоактивного равновесия между радионуклидами ²²⁶Ra/²³⁸U в образцах и на проведении расчёта возрастов данных образцов.

Техника и методы эксперимента.

Для определения содержаний ²³⁸U и ²⁰⁶Pb применяли рентгенофлуоресцентные приборы типа EDX-7000 и APФ-1.

Достоинством рентгенофлуоресцентного метода является простота выполнения анализа, низкая себестоимость анализа, инструментальность и оперативность. Содержание ²²⁶Ra в урановых отвалах, определили гамма-спектрометрическим методом на приборе «Прогресс – Гамма». Полученные значения на экспериментах, по определению ²³⁸U, ²²⁶Ra и ²⁰⁶Pb в урановых отвалах сопоставлены с данными стандартных образцов.

Полученные результаты и их обсуждение.

Проводили эксперименты по определению концентрации – Ra, U, Pb и на основании полученных результатов проводили расчёты значений коэффициентов радиоактивного равновесия – K_{pp} и возрастов отобранных образцов – Т которые приведены в табл. 1.

Из результатов приведённых в табл. 1 видно, что в столбцах 1, 2 и 3 приведены значения радионуклидов ²³⁸U, ²²⁶Ra и ²⁰⁶Pb в образцах. Можно наблюдать что в исследованные образцы ²³⁸U изменяются в диапазоне от 60,3 г/т до 84,3 г/т, ²²⁶Ra изменяется в диапазоне от 96,2 г/т до 162,6 г/т и ²⁰⁶Pb изменяется в диапазоне от 84,7 г/т до 134,3 г/т. В столбце 4 приведены результаты коэффициентов радиоактивного равновесия K_{pp}, которые изменяются в диапазоне от 3,45 до 5,75.

В столбце 5 приведены рассчитанные возрасты отобранных образцов которые изменяются в диапазоне от 2,089±0,262 млрд лет до 3,190 ± 0,400 млрд лет.

Полученные возраста образцов отличаются от среднего возраста – 2,439 ± 0,331 млрд лет в диапазоне от 0,280 до 0,420 млрд лет.

Ниже, на основании полученных результатов столбца 4 и столбца 5 табл. 1 построен график линейной зависимости между коэффициентом равновесия K_{pp} = ²²⁶Ra / ²³⁸U с возрастом образца.

Как видно из рис. 1, имеется линейная зависимость между коэффициентом радиоактивного равновесия – K_{pp} = ²²⁶Ra / ²³⁸U и возрастом образцов.

В начале процессов ядерных превращений в урановой руде радионуклиды – ²²⁶Ra имеются в максимальном количестве, и с течением времени они быстро распадаются (T_{1,2} = 1600 лет) по сравнению с ²³⁸U (T_{1,2} = 4,5·10⁹ лет).

Таким образом, на основе проведённых исследований по определению датирования возрастов урановых образцов можно экспериментально доказать, что действительно имеется зависимость между возрастом образца и коэффициентом радиоактивного равновесия K_{pp}.

Здесь видно, что чем выше значения коэффициента радиоактивного равновесия в исследуемом образце, тем он моложе.

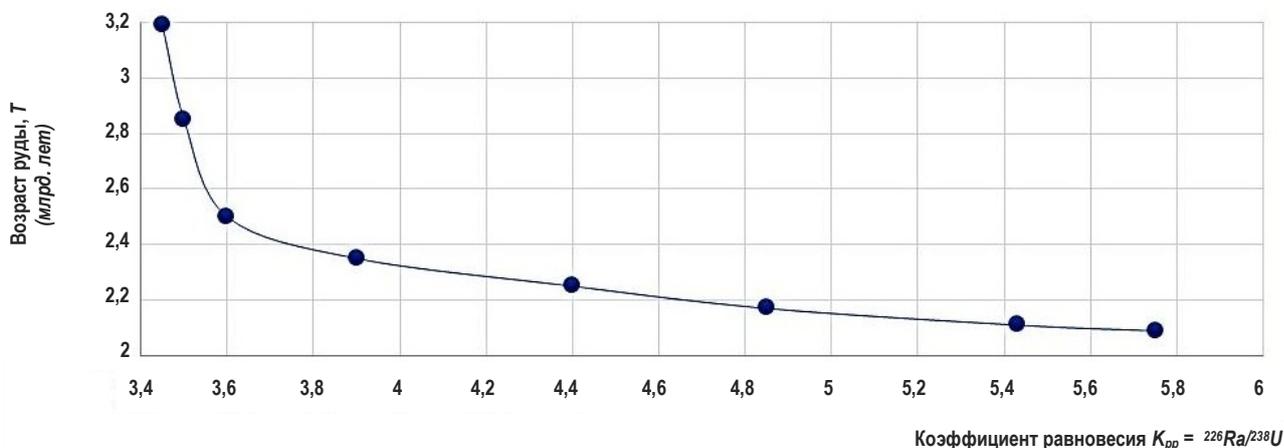


Рис. 1. Линейная зависимость между коэффициентом равновесия K_{pp} = ²²⁶Ra/²³⁸U с возрастом образцов

Данный факт подтверждает, что с течением времени количество ^{226}Ra в образце уменьшается быстрее, чем количество ^{238}U . Причиной данного факта является, что период полураспада ^{226}Ra в 2,8 миллион раз меньше, чем у ^{238}U .

Можно сделать вывод, что одним из факторов отличия коэффициента радиоактивного равновесия $K_{\text{пр}}$ образцов между

собой, взятых из одного месторождения является их возраст. Так как, ^{238}U являющийся родоначальником урановой цепочки распадов с течением времени уменьшается, а Pb увеличивается.

В течение данного времени ^{226}Ra непрерывно уменьшается, а коэффициент радиоактивного равновесия тоже изменяется в определенном диапазоне.

Библиографический список:

1. Возженников Г.С., Бельшев Ю.В. Радиометрия и ядерная геофизика. Учебное пособие. – Екатеринбург, 2006. – 418 с.
2. «Нормы радиационной безопасности (НРБ-2006) и основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности (ОСПОРБ-2006). – Ташкент, 2006. – 136 с.
3. Музафаров А.М., Темиров Б.Р., Саттаров Г.С. Оценка влияния техногенных факторов на экологию региона // Горный журнал. – Москва, 2013. – № 8(1). – С. 65-68.
4. Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Ослоповский С.А. Радиометрические исследования техногенных объектов // Цветные металлы. – Москва, 2016. – № 2. – С. 15-18.
5. Музафаров А.М., Кулматов Р.А. Ражаббоев И., Ёкубов О.М. Способ дезактивации загрязненных радионуклидами почв, отобранных из участков подземного выщелачивания урана // Горный информационно аналитический бюллетень. «Физико-химическая геотехнология – инновации и тенденции развития», 2021. – С. 110-118.
6. Музафаров А.М., Кулматов Р.А. Мустафоев М.А. Шарафутдинов У.З. Анализ золота и сопутствующих элементов в ионообменных смолах с помощью инструментального нейтронно-активационного метода // Горный информационно аналитический бюллетень. «Физико-химическая геотехнология – инновации и тенденции развития». 2021. – С. 119-126.
7. Музафаров А.М., Аплаберганаева Г.М., Кулматов Р.А. Оценка радиационной опасности урановых предприятий для объектов окружающей среды // XXI век. Техносферная безопасность. – Москва, 2021. Том 6. – № 1. – С. 94-102.
8. Музафаров А.М. Методика предварительной оценки радиоактивности природных вод // Горный журнал. Цветные металлы. – Москва, 2017. – С. 83-86.
9. Музафаров А.М., Кулматов Р.А. Многоэлементный анализ химических элементов в пробах почвы с помощью инструментального нейтронно-активационного метода // Universum: технические науки. – Москва. Выпуск: 12(81). 2020. – С. 100-106.
10. Музафаров А.М., Кулматов Р.А., Аплаяров Р.М. Исследование нарушения коэффициента радиоактивного равновесия между $^{226}\text{Ra}/^{238}\text{U}$ в пробах урановых объектов // Горный вестник Узбекистана, 2020. – № 4 (83). – С. 53-55.
11. Muzafarov A.M., Kulmatov R.A., Urunov I.O. Analysis of Uranium Isotope Composition in Uranium Products // International Journal of Engineering and Information Systems (IJEAIS). Vol. 5 Issue: 1 January. 2021. – Washington DC, USA, pp. 96-101.
12. Muzafarov A.M., Kulmatov R.A., Urunov I.O. Assessment of the Radionuclide and Chemical Composition of Natural Waters in the Area Affected by a Uranium Technogenic Object // International Journal of Engineering and Information Systems (IJEAIS). Vol. 5 Issue: 1 January. 2021. – Washington DC, USA, pp. 118-122.

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: informz@ngmk.uz

ИССЛЕДОВАНИЕ КОЭФФИЦИЕНТОВ ОБОГАЩЕНИЯ ХИМИЧЕСКИХ ЭЛЕМЕНТОВ В УРАНОВЫХ ОТВАЛАХ МЕТОДОМ ИНСТРУМЕНТАЛЬНОГО НЕЙТРОННО-АКТИВАЦИОННОГО АНАЛИЗА



Аллаяров Р.М.,
докторант
Навоийского отделения Академии
Наук Республики Узбекистан



Назаров Ж.Т.,
проректор
НГГТУ, к.ф.-м.н., доцент



Аллаберганова Г.М.,
доцент кафедры
«Общая физика» НГГТИ, PhD



Музафаров А.М.,
главный инженер
ЦНИЛ АО «НГМК», д.х.н. доцент

Ushbu maqolada uran chiqindilaridagi kimyoviy elementlarning boyitish koeffitsientlarini neytron faollashuvini instrumental tahlil qilish usuli bilan o'rganish natijalari keltirilgan. Uran chiqindilaridagi kimyoviy elementlarning konsentratsiyasini analitik topshiriqning talablaridan kelib chiqib, turli tahlil usullari yordamida aniqlash mumkin. Uran chiqindilaridagi kimyoviy elementlarni tahlil qilishning analitik usullaridan neytron faollashuvini tahlil qilish usuli kimyoviy, fizik va fizik-kimyoviy usullardan yaqqol ustunlikka ega. Uran chiqindilaridagi kimyoviy elementlarning neytron faollashuvini instrumental tahlil qilish usuli ko'p elementli, instrumental, ekspress va informatsion tahlil usuli hisoblanadi.

Tayanch iboralar: neytron faollashuvini instrumental tahlil qilish usuli, kimyoviy elementlarning klark tarkibi, boyitish koeffitsienti, uran chiqindilari, neytron shinni, kimyoviy elementlar zahiralari hisoblash.

В данной статье приведены результаты исследования коэффициентов обогащения химических элементов в урановых отвалах методом инструментального нейтронно-активационного анализа. Концентрацию химических элементов в урановых отвалах можно определить с помощью различных методов анализа в зависимости от поставленных требований аналитической задачи. Из аналитических методов анализа химических элементов в урановых отвалах метод нейтронно-активационного анализа имеет явное преимущество по сравнению с химическими, физическими и физико-химическими методами. Метод инструментального нейтронно-активационного анализа химических элементов в урановых отвалах является многоэлементным, инструментальным, экспрессным и информативным методом анализа.

Ключевые слова: метод инструментального нейтронно-активационного анализа, кларковое содержание химических элементов, коэффициент обогащения, урановые отвалы, нейтронный паток, расчёт запасов химических элементов.

Проведение исследований по определению коэффициентов обогащения химических элементов в урановых отвалах необходимо для изучения их идентификации, происхождения, поведения и локального распределения в этом объекте [1-3]. Для исследования коэффициентов обогащения химических элементов в урановых отвалах требуется многоэлементный, инструментальный, экспрессный и информативный метод соответствующий предъявляемым требованиям точности и чувствительности.

На основании вышеперечисленного, для исследования коэффициентов обогащения химических элементов в урановых отвалах выбран метод многоэлементного инструментального нейтронно-активационного анализа – ИНАА соответствующий вышеперечисленным требованиям [4-8]. Разработка и применение метода ИНАА для исследования коэффициентов обогащения химических элементов в урановых отвалах является актуальной задачей геотехнологии, аналитической химии и радиоэкологии.

Для определения концентрации химических элементов в урановых отвалах отобрано 12 параллельных твёрдых проб из 4-х отвалов.

Отобранные пробы высушивали при температуре 105°C до постоянного веса, навески высушенных проб составляли 200 г, из них три параллельных по 10 г затарены в полиэтиленовые пакетики и завернуты в алюминиевую фольгу. Для облучения данные пробы разместили в горизонтальном канале реактора ВВР-СМ ИЯФ АН РУз с выходом нейтронов $5 \cdot 10^{13}$ нейтр/сек·см².

Анализы проб проводились в двух временных режимах облучения и измерения. Для анализа химических элементов (As, La, Sm, W, Au, U) по среднеживущим радионуклидам – РН время облучения составляет 1 ч, а время «остывания» – 3 дня. При анализе элементов (Sc, Fe, Co, Ni, Rb, Ag, Sb, Cs, Ce, Eu, Tb, Lu, Hf, Hg) по долгоживущим РН время облучения составляет 10 ч, а время «остывания» – 20 дней.

Концентрацию элементов определяли гамма-спектрометрическим измерением наведённой активности. Для проверки правильности проведённых измерений использовали стандартные образцы с известным содержанием исследуемых элементов.

Лабораторный гамма-спектрометр состоит из Ge(Li) – детектора с разрешающей способностью 2,7 кэВ по линии 1170 кэВ ⁶⁰Со и многоканального программируемого анализатора типа LP-4900В. Исследование воспроизводилось методом ИНАА путём 3-х кратного повторения однотипных проб на примере скандия. Среднеквадратическое отклонение средних результатов по определению химических элементов в пробах урановых отвалов составляло не более 12 относительных процентов.

Облучением и измерением 4-х проб (12 проб по трёхкратной параллельности) определены концентрации 35-ти химических элементов, результаты которых приведены в табл. 1. В данной таблице кроме результатов определений концентраций химических элементов приведены их кларковые содержания, среднее содержание 4-х анализированных проб, коэффициент обогащения $K_{об}$ и соотно-

Таблица 1

Результаты определений концентраций химических элементов, их среднее содержание из 4-х анализированных проб, коэффициент обогащения $K_{об}$ и соотношение коэффициента обогащения $K_{об}$ к среднему содержанию анализированных проб C_x , т.е. $K_{об}/C_x$

№ п/н	Элементы	Кларковые содержания C_k , г/т	Среднее содержание $C_{ср}$, г/т	Номера проб				$K_{об}$	$K_{об}/C_x$
				1	2	3	4		
1.	*Mn	900	1000	950	1100	1020	960	1,11	
2.	*Na	26400	54000	53500	55000	51600	55900	2,05	
3.	*K	24000	23500	23100	23200	23300	22900	0,97	
4.	*Ca	34000	32000	38000	28000	29000	33000	0,94	
5.	Ni	100	28	30	26	27	29	0,28	
6.	*Fe	50000	50100	49920	50200	50180	50110	1,02	
7.	Sc	10	11,7	12,6	13,2	10,8	10,2	1,17	
8.	Cr	83	57	58,2	60,2	56,4	53,2	0,70	
9.	Ce	70	71	70,9	71,6	69,8	71,7	1,01	
10.	As	1,7	15,3	14,3	15,8	14,9	16,2	9,0	5,3
11.	Se	0,5	4,3	4,0	4,6	4,1	4,5	8,6	16,6
12.	Mo	0,34	15	15,3	14,9	14,8	15,2	44,12	129,74
13.	Lu	0,8	0,94	0,86	0,96	0,98	0,96	1,18	
14.	Yb	0,34	2,6	2,2	3,0	1,8	3,4	7,64	22,5
15.	Au	0,00047	0,011	0,009	0,012	0,015	0,008	23,4	49787,2
16.	W	0,16	0,82	0,92	0,85	0,78	0,73	5,12	32,0
17.	Br	0,16	4,1	3,9	4,5	5,2	2,8	25,63	160,2
18.	La	29	35	30	34,6	36,8	38,6	1,21	
19.	Hg	0,083	0,1	0,13	0,09	0,12	0,06	1,20	
20.	Tb	0,83	0,79	0,76	0,78	0,80	0,82	1,05	
21.	Th	11	10,8	11,0	10,6	10,2	11,4	0,98	
22.	Hf	4	4,1	4,3	3,9	4,8	3,4	1,03	
23.	*Ba	500	760	765	695	788	792	1,52	
24.	Sr	380	590	560	620	570	610	1,60	
25.	Ag	0,07	0,1	0,09	0,12	0,07	0,12	1,43	
26.	Cs	3,7	16	16,8	15,4	17,3	14,6	4,32	
27.	Rb	780	880	900	850	860	910	1,13	
28.	Zn	830	620	650	680	590	560	0,75	
29.	Co	40	18	15	20	21	16	0,45	
30.	Ta	2,5	2,72	2,9	3,0	2,6	3,08	1,10	
31.	Sb	0,5	0,68	0,72	0,66	0,63	0,71	1,40	
32.	U	2,5	110	112	108	106	114	44,00	17,6
33.	Sm	8	17	17,3	16,6	17,6	16,9	2,13	
34.	Nd	32	44	10,8	11,2	10,5	11,5	1,38	
35.	Eu	1,3	1,6	1,8	2,1	1,3	1,2	1,23	

*Примечание: элементы породообразующие – реперные

шения коэффициента обогащения $K_{об}$ к среднему содержанию анализированных проб C_x , т.е. $K_{об}/C_x$.

Как видно из результатов в табл. 1., в урановых отвалах встречаются нижеперечисленные химические элементы: Mn, Na, K, Ca, Ba, Fe, Sm, Mo, Lu, U, Yb, Au, Nd, As, W, Br, La, Ce, Se, Hg, Tb, Th, Cr, Hf, Sr, Ag, Cs, Ni, Sc, Rb, Zn, Co, Ta, Eu, Sb. Полученные результаты показывают, что метод ИНАА является многоэлементным, имеет явное преимущество, чем остальные существующие методы. С применением метода ИНАА можно определить их концентрации с нижним порогом определяемым содержание – НГОС ниже 10⁻⁶%. Из определённых 35-ти химических элементов более 24-х химических элементов – Mn-1,11, K-0,97, Sm-2,13, Lu-1,18, Nd-1,38, La-1,21, Ce-1,01, Hg-1,20, Tb-0,95, Th-0,98, Cr-0,7, Hf-1,03, Ba-1,52, Ni-0,28, Zn-0,75, Co-0,45, Fe-0,6, Eu-1,23, Sb-1,40 встречаются на уровне кларковых содержаний. Остальные химические элементы – Na-2,05, Yb-22,5, Cs-1,17, As-5,3, Se-16,6, W-32,0, Mo-44,11, U-44,00, Au-23,4, Br-160,2 имеют коэффициент обогащения от 2,0 до 44,11.

Четыре химических элемента – Mo-129,7, U-17,6, Au-49787,0, Br-160,2 имеют высокие значения соотношений коэффициента обогащения к кларковому содержанию $K_{об}/C_k$. Данный факт показывает, что в месторождениях полезных ископаемых в месте с радиоактивными элементами и локализируются сопутствующие элементы.

На основании полученных данных с помощью метода ИНАА проводятся расчётные значения коэффициентов обогащения химических элементов в урановых отвалах:

$$K_{об} = \frac{C_x \cdot K_{он}}{C_{он} \cdot K_x}$$

где C_x – содержание исследуемого элемента, г/т;

$C_{он}$ – содержание опорного элемента, г/т;

K_x – кларк исследуемого элемента;

$K_{он}$ – кларк опорного элемента (скандия).

На основании полученных данных табл. 1 построены графические зависимости коэффициентов обогащения химических элементов к кларковому содержанию элементов. Данная зависимость наглядно показывает, что урановые отвалы являются техногенными рудниками.

Содержимое в этих отвалах – полезные компоненты в несколько раз превышают кларковое содержание, что подтверждает что они образовались за счёт ведения подземных работ по извлечению урана классическим шахтным способом. То есть, они складировались как забалансовый отвал, переработка которого не являлась экономически выгодной технологией в то время.

Из рис. 1 видно, что определённые методом ИНАА из 35-ти химических элементов – Mn, Na, K, Ca, Ba, Fe, Sm, Mo, Lu, U, Yb,

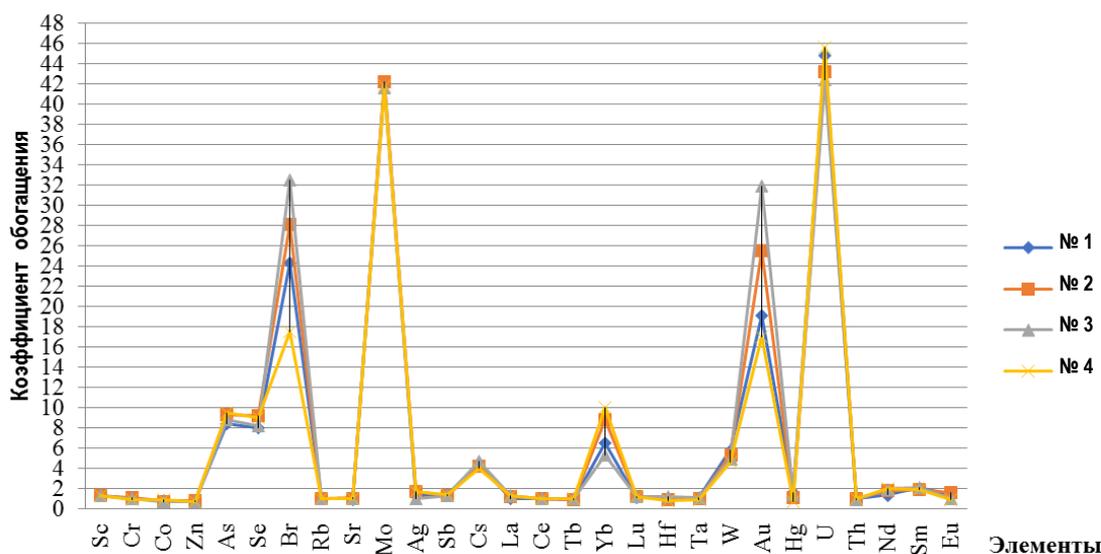


Рис. 1. Зависимости коэффициентов обогащения химических элементов к кларковому содержанию химических элементов

Au, Nd, As, W, Br, La, Ce, Se, Hg, Tb, Th, Cr, Hf, Sr, Ag, Cs, Ni, Sc, Rb, Zn, Co, Ta, Eu, Sb, в урановых отвалах – Mo, U, Au и Br имеет высокое значение коэффициент обогащения. На рис. 1 видно 4 явных пиков относящихся к Mo, U, Au и Br по коэффициенту обогащения в диапазоне от 5,12 до 44,11.

Во всех 4-х пробах отобранных из разных урановых отвалов распределение химических элементов и коэффициентов обогащения подчиняется закономерности равномерного изменения.

Таким образом, на основании проведённых исследований по многоэлементному методу инструментального нейтронно-активационного анализа в отобранных пробах урановых отвалов установлено, что имеется возможность определения более 35-ти химических элементов. Найдены коэффициенты обогащения $K_{об}$, соотношения коэффициента обогащения $K_{об}$ к кларковому содержанию $K_{об}/C_k$ и построены зависимости коэффициентов обогащения химических элементов к кларковому содержанию химических элементов.

Библиографический список:

1. Музафаров А.М., Кулматов Р.А., Аллаяров Р.М. Исследование нарушения коэффициента радиоактивного равновесия между $^{226}\text{Ra}/^{238}\text{U}$ в пробах урановых объектов // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2020. – № 4 (83). – С. 53-55
2. Музафаров А.М., Аллаберганова Г.М., Турабджанов С.М., Аллаяров Р.М. Новый способ рекультивации загрязнённых радионуклидами почв участков подземного выщелачивания урана. – Москва. *Universum: Технические науки*. – № 6(75). Июнь, 2020. Часть 2. – С. 91-96.
3. Аллаяров Р.М., Музафаров А.М., Аллаберганова Г.М. Инструментальные методы количественного определения урана и сопутствующих элементов в пробах забалансовых урановых отвалов // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2022. – № 1(88). – С. 92-94.
4. Музафаров А.М., Кулматов Р.А. Многоэлементный анализ химических элементов в пробах почвы с помощью инструментального нейтронно-активационного метода. – Москва. *Universum: Технические науки*. – Вып. 12(81). 2020. – С. 100 -106
5. Allaberganova G.M., Turobjonov S.M., Muzafarov A.M., Kholov D.M. Assessment of the influence of the process of underground uranium leaching on soil and groundwater /International Journal of Engineering and Information Systems (IJEAIS). November 2019. – Washington DC, pp. 34-39
6. «Нормы радиационной безопасности (НРБ-2006) и основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности (ОСПОРБ-2006). – Ташкент, 2006. – 136 с.
7. Музафаров А.М., Руднев С.В., Саттаров Г.С. Геолого-геохимические и радиэкологические состояния техногенных образований месторождения Учкудук и пути их реабилитации // Материалы Республиканской научно-технической конференции «Проблемы, развитие и инновационные направления геологических наук в Узбекистане». – Ташкент, 17 декабря 2013 г. – С. 328-329.
8. Аллаяров Р.М., Музафаров А.М. Изучения величин влияний техногенных образований на окружающую среду // Проблемы и перспективы инновационной техники и технологий в сфере охраны окружающей среды. – Ташкент, 17-19 сентября 2020. – С. 151-153.

ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА НАНОЧАСТИЦ ЗОЛОТА В РУДАХ И КАТАЛИЗАТОРАХ



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



Воробьев А.Е.,
д.т.н., профессор
ФГБОУ ВО «Грозненский государственный
нефтяной технический университет»



Чжан Л.,
магистрант
Пекинского нефтяного университета, КНР

Maqolada mualliflar rudalar va minerallar tarkibidagi nanogoldning fizik-kimyoviy xususiyatlarini ko'rib chiqadilar. Ular nanogoldning eng muhim fizik va kimyoviy xossalarni tasvirlab berdilar. Oltin nanozarrachalar mavjudligining turli shakllari ko'rsatilgan. 2 nm nanozarrachada barcha atomlarning taxminan 60% kompensatsiyalanmagan valentlikka ega sirt oltin atomlaridir. Kichikroq oltin nanozarrachalar elektron muhitga ega va katalitik reaksiyalarni faol amalga oshirishga qodir. Oltinning kolloidlari, zollari va mitsellari muhokama qilinadi va ko'rsatiladi. Oltin nanozarrachalari asosidagi kimyoviy katalizatorlar xarakterlanadi.

Tayanch iboralar: nanogold, axlatxonalar, qoldiqlar, fizik-kimyoviy xossalalar, kolloidlar, xossalalar, oltinning shakllari, atom, molekullalar, katalizatorlar, faollik.

В статье авторы рассматривают физико-химические свойства нанозолота, содержащегося в рудах и минералах. Ими описаны наиболее важные физико-химические свойства нанозолота. Показаны различные формы существования наночастиц золота. У наночастицы размером 2 нм около 60% всех атомов составляют поверхностные атомы золота с нескомпенсированной валентностью. Более мелкие наночастицы золота имеют электронное окружение и способны активно осуществлять каталитические реакции. Обсуждены и показаны коллоиды, золи и мицеллы золота. Охарактеризованы химические катализаторы, сформированные на основе наночастиц золота.

Ключевые слова: нанозолото, отвалы, хвостохранилища, физико-химические свойства, коллоиды, свойства, формы золота, атом, молекулы, катализаторы, активность.

В настоящее время, при инструментальном исследовании минеральных форм нахождения золота в геогенных и техногенных рудах, стали все больше внимания уделять свободному золоту, с размерами всего лишь несколько нанометров [1-3]. Такое золото было установлено практически во всех типах его геогенных руд: начиная с месторождений коренных кварцевых и сульфидных руд, и заканчивая различными золотосодержащими россыпями.

Аналогичная ситуация наблюдается и с техногенными золотосодержащими рудами, накопленными в многочисленных старых отвалах и хвостохранилищах. При этом, с увеличением количества

исследований нанозолота в рудах растёт не только его фундаментальное, но и практическое значение, т.к. в теоретических и прикладных исследованиях открываются и выясняются всё новые его актуальные физико-химические свойства и сопутствующие им ранее неизвестные явления и эффекты.

Нанозолото геогенных и техногенных руд и минералов. В литосфере золото было установлено во многих рудах (россыпях, кварцевых жильных рудах, массивных сульфидных и окисленных рудах), при этом оно концентрируется в различных минералах (рис. 1).

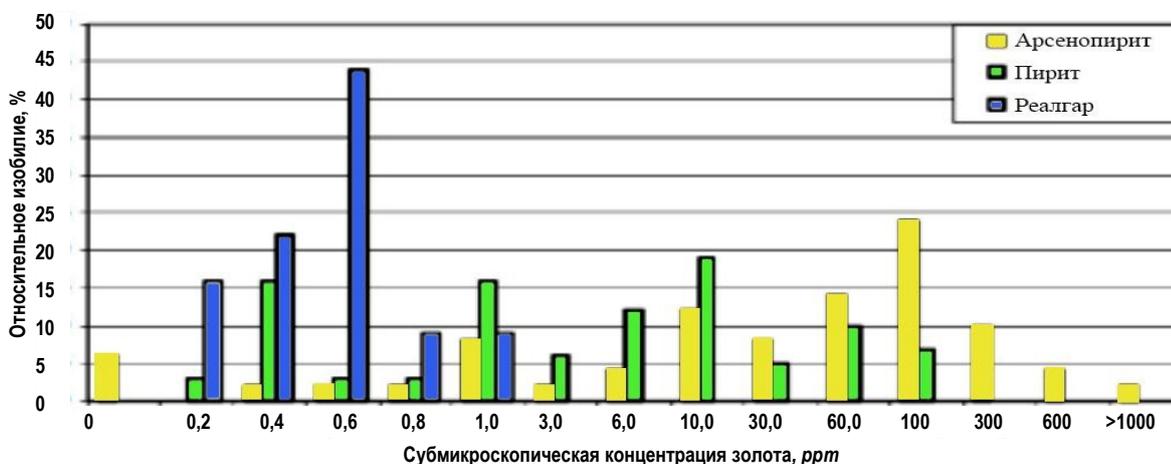


Рис. 1. Концентрация золота в арсенопирите, пирите и реалгаре

Применение в XXI в. новейших инновационных методов исследования золотосодержащих руд с тонкодисперсной вкрапленностью этого металла показало, что существовавшая до сих пор количественная оценка реальных концентраций золота и, следовательно, объёмы его минеральных ресурсов, сопровождалась серьёзным недоучётом общего количества этого металла [4]. Например, Моисеенко В.Г. в 2010 г., при специальном опробовании золото-

содержащих россыпей Северо-Востока России (с применением современной приборно-аналитической базы, а также специальных лабораторных методов и технологий) удалось определить количественную долю наноразмерного золота, содержащуюся в них, которая в среднем составила 31% от общей массы всего этого металла, содержащегося в россыпи.

В дальнейшем было установлено, что в рудах так называемого «черносланцевого» золотосульфидного типа преобладают кластерная (коллоидная) и ионная фазы вкраплений золота, а самородная его фаза представлена преимущественно тонкодисперсным золотом (в виде наночастиц).

Среди черносланцевых месторождений золота были разведаны довольно объёмные [5]: в Узбекистане – Мурунтау (4000 *m*); в России – Сухой Лог (1953 *m*); Наталка (1850 *m*, 1,13 *г/м*); Олимпиада (1400 *m*, 3,5 *г/м*); Нежданинское (695 *m*, 4,9 *г/м*); в Австралии – Бендиго (>1000 *m*); Балларат (700 *m*); Мак-Артур, Броккен-Хилл (>100 *m*), Маунт-Айза (100 *m*); в США – Пост-Бетце (940 *m*); Мазер-Лууд (400 *m*); Голд-Кворри (335 *m*); Гросс-Вэлли (324 *m*); Кортез-Хиллс (300 *m*); Карлин (250 *m*); в Киргизии – Кумтор (731 *m*, 7 *г/м*); в КНР – Бока-1 (500 *m*); Яншань (308 *m*, 2,5 *г/м*); Сявуяердун (300 *m*, 4 *г/м*); в Казахстане – Бакырчик (326 *m*, 9,4 *г/м*).

При этом, концентрации в рудах наночастиц золота значительно различаются от одного месторождения к другому и между отдельными рудными фациями (даже в пределах одного и того же золото-содержащего месторождения или россыпи).

В настоящее время, из-за изменяющихся физико-химических свойств минералов в наномасштабе и различных видов взаимодействий наночастиц, существует лишь ограниченное понимание поведения наночастиц золота в природных геосистемах.

Так, если в золотосодержащих рудах наноразмерные формы золота обычно концентрируются в таких сульфидных минералах, как арсенопириты, пириты и пирротины, а также в оксидах различных металлов (прежде всего, в кварце, магнетите и хромите), и несколько в меньшей степени – в различного рода карбонатах, силикатах и встречающемся в литосфере в виде минералов органического вещества, то в золотосодержащих россыпях оно большей частью представлено свободными наночастицами самородного золота.

В ходе исследований было установлено, что в арсенопиритах нанозолото может содержаться в 2-х основных формах:

а) в качестве структурно-связанного твёрдого раствора (Au^{+1}), располагающегося в решетке этого минерала;

б) в отдельных минеральных включениях субмикронного размера или в наночастицах.

В первом случае было выявлено, что существование твёрдого раствора наночастиц золота обычно довольно тесно связано с эмпирическим количественным пределом значения возможной растворимости $\log(Au) - \log(As)$:

$$C_{Au} = 0,02 \cdot C_{As} + 4 \cdot 10^{-5},$$

где C_{Au} и C_{As} представляют, соответственно, молярные концентрации золота и мышьяка.

На рис. 2в показано, что возникновение наночастиц золота (ПЭМ-изображения, рис. 2б), ограничено, прежде всего, количественным значением растворимости Au / As (находящимся выше линии), в то время как образцы расположенные ниже указанного предела растворимости, как правило, содержат большую часть золота в твёрдом растворе, и в этом случае образование его наночастиц не происходит (ПЭМ-изображения, рис. 2г, д).

Подробная ТЕМ-характеристика показывает, что вокруг наночастиц (в областях ~20 *нм*) золота минеральная матрица проявляется как особая поликристаллическая смесь случайно ориентированных арсенопирита и пирита, в соответствии с наноразмерным распадом твёрдого раствора, происходящего в результате довольно высокой (> 6 % массовой доли) концентрации мышьяка.

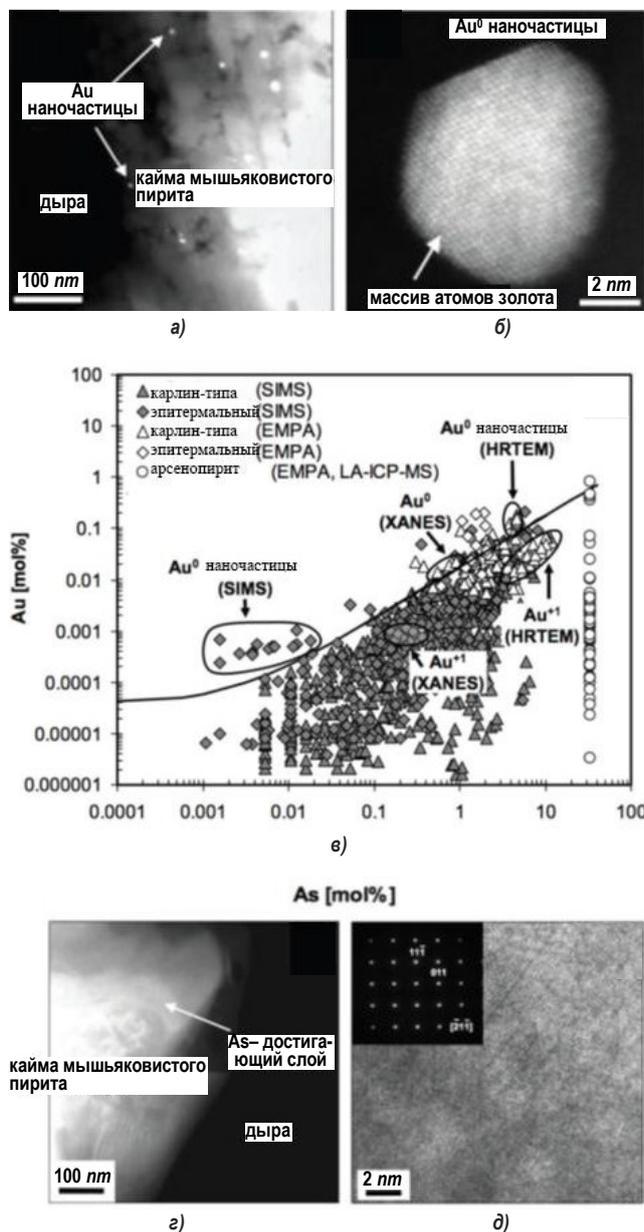


Рис. 2. Растворимость и видообразование золота в арсенопирите [6]: (а и б) HAADF-STEM изображения арсенопирита, содержащего наночастицы золота, где: а – яркие точки, распространяемые по всей темной сульфидной матрице; б – наночастицы золота увеличиваются в $4 \cdot 10^6$ раз; в – график Au-As, показывающий подборку EMPA-анализов арсенопирита карлинговых и эпитеермальных месторождений золота. Образцы, построенные выше предела линии растворимости, содержат наночастицы золота (а, б), в то время как образцы с более низким соотношением Au / As построены ниже линии и содержание золота ограничено к структуре пирита. (г, д) HAADF-STEM (слева) и HR-TEM-изображения образцов с низким содержанием Au / As показывающее отсутствие наночастиц золота

Результаты этих исследований показали, что наночастицы (размером 5-10 нм) золота, выявленные в арсениоприте в концентрациях до 4% массовой доли, являются достаточно представительными для учета их количества в золотосодержащих рудах.

Так, на основании количественных данных соотношения Au / As (рис. 2в), можно предположить, что до ~ 8% запасов золота месторождений карлинового типа основываются на его наночастицах.

Физико-химические свойства нанозолота. Первоначальным важным физико-механическим свойством наночастиц золота является их размер, предопределяющим их последующую активность, определяемую соотношением объема и общей поверхности (табл. 1).

Кроме того, весьма важным аспектом является инструментальное исследование геометрии различных форм нахождения нанозолота в природных (геогенных) и техногенных рудах и минералах, которые оказались представленными в виде:

- сферических фуллереноподобных моночастиц;
- фуллереноподобных золотых клеток, состоящих из разного числа (от 13 до 20 кластеров) наночастиц золота;
- самоорганизованных фрактальных дендритов;
- довольно сложных композитов с участием нанозолота;
- различных агрегатов наночастиц и др.

В настоящее время по геометрическим размерам и формам наночастицы золота подразделяют на четыре основные отдельные категории (рис. 3) [7]:

- 1) нульмерные наночастицы золота: квантовые точки и сферические наночастицы (рис. 3а);
- 2) одномерные наночастицы золота: наностержни (рис. 3б), нанопроволоки (рис. 3д), нанотрубки и нанопояса;
- 3) двумерные наночастицы золота: нанозвезды (рис. 3е) и нанодиски;
- 4) трехмерные наночастицы золота: наногантели (рис. 3в), треугольные нанопризмы (рис. 3г), нанодендриты (рис. 3ж) и нанокубы (рис. 3з).

При этом, наночастицы золота в таком минерале как арсениоприт, как правило, варьируются в геометрических размерах между ~5 и ~10 нм и характеризуются довольно округлыми формами [8-13] и четко выраженными границами (рис. 2б). Рис. 2б, на основе HAADF-STEM изображения, показывает довольно высокую (4-10⁶ раз) кратность отдельных наночастиц золота. В химическом отношении золото представляет собой химический элемент, с электронной конфигурацией 5d106s1. При этом во внешней оболочке атом золота содержится лишь 1 s-электрон, а следующая его электронная оболочка (содержащая 10 d-электронов) является довольно неустойчивой.

Таблица 1

Соотношение объема и поверхности наночастиц золота

Диаметр наносферы, нм	Площадь поверхности, нм ²	Объем, нм ³	Соотношение площадь поверхности : объем
10	314	523	0,60
20	1260	4190	0,30
30	2830	14100	0,20
40	5030	33500	0,15
50	7850	65500	0,12
60	11300	113800	0,10
70	15400	180000	0,09
80	20100	268000	0,08
90	25400	382000	0,07
100	31400	523600	0,06

Основные физико-химические свойства золота определяются довольно легкой активацией его 5d электронов, а также явно выраженной тенденцией к приобретению дополнительного электрона для завершения строения электронного 6s²-уровня.

Необходимо отметить, что наночастица золота диаметром ~2 нм состоит из 150 отдельных его атомов (при этом наночастица золота диаметром 2,3 нм представляет собой октаэдр, состоящий из 300 отдельных его атомов). А если при этом будет задействовано несколько меньшее число атомов золота, то образуемый агрегат является «кластером» (рис. 4), которые занимают особое промежуточное положение между одиночными атомами и наночастицами, т.к. проявляют физико-химические свойства, принципиально отличные от свойств и тех, и других.

В частности, физико-химические характеристики кластеров золота существенно зависят от реального количества входящих в них атомов, причем ослабление этой явной количественной зависимости, с ростом количества атомов, свидетельствует о переходе вещества из кластерного состояния в наночастичное (за счет проявления квантово-размерных эффектов).

Отсутствие кратности размеров одного атома (0,888/0,288 = 3,08) приводит к тому, что минимальный кластер золота в одном направлении состоит из 3-х атомов [2]. Данное обстоятельство объясняется тем, что атомы кластера золота не могут быть расположены лишь в одной плоскости, а находятся в принципиально разных плоскостях, между которыми существует некоторое расстояние.

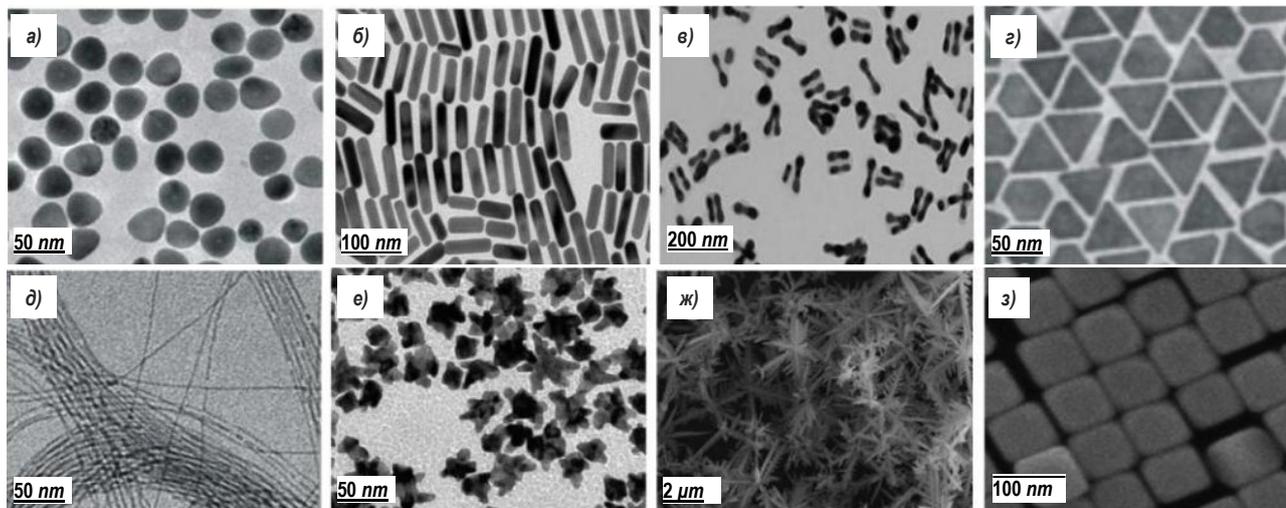


Рис. 3. Просвечивающая электронная микрофотография (af) и сканирующая электронная микрофотография (gh) наночастиц золота

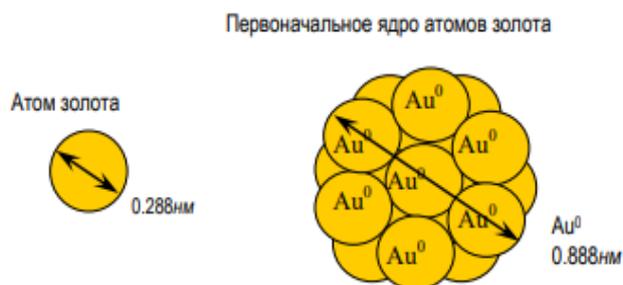


Рис. 4. Атом и кластер золота [2]

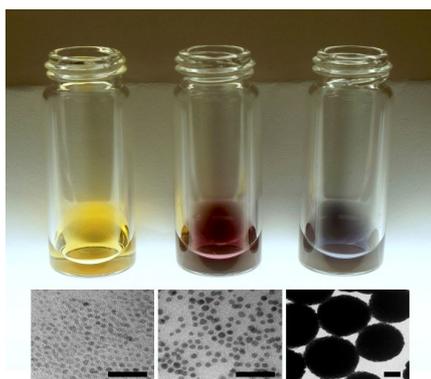


Рис. 5. Коллоидное золото различной крупности [14]

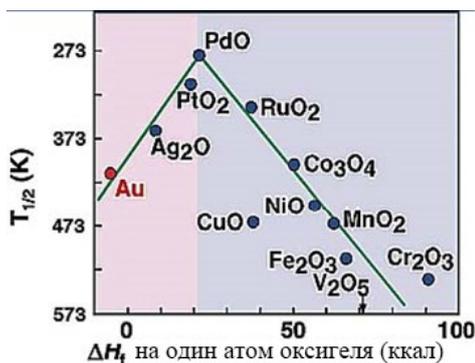


Рис. 6. Каталитическая активность различных золотых наночастиц в зависимости от значения температуры

Первичная экспертная оценка показывает, что у наночастицы золота размером 2 нм около 60% всех атомов составляют поверхностные атомы, с явно нескомпенсированной валентностью. Для наночастиц золота такого малого размера обычно характерен ряд особых физико-химических свойств, определяющих их высокую склонность к взаимодействию с разными химическими соединениями. И при этом их d-уровень неуклонно приближается к уровню Ферми, что сопровождается уменьшением среднего значения расстояния связи Au–Au (по сравнению с объёмным металлическим золотом). В этом случае валентные электроны становятся более доступными для протекания различных химических реакций (например, для связывания с лигандами и другими химическими соединениями).

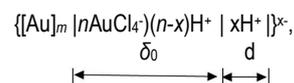
Наночастицы золота могут быть дополнительно функционализированы различными активными молекулами, которые «переворачивают» их отрицательный поверхностный заряд на положительно заряженную поверхность.

Так, наличие в пространственной структуре наночастиц золота поверхностных слоев Au (100) и Au (111) предопределяет возникновение выраженной разницы в их полярности, значений диполь-дипольного взаимодействия соседних наночастиц, а также эффективности их самосборки в различные формы.

Коллоиды золота. Кроме металлических наночастиц золота в природных и техногенных рудах возможно его состояние в виде коллоидов (рис. 5) и зольей [14]. Так, в тонкодисперсных рудах Бакырчикского месторождения (Казахстан) были обнаружены десятки г/т ионной и кластерной (коллоидной) фазы золота.

При этом коллоидная частица золота, как правило, состоит из отдельного кристаллического ядра $[Au]_m$, на поверхности которого адсорбированы ионы $AuCl_4^-$, предопределяющие наличие у этой наночастицы отрицательного заряда. Необходимо отметить, что ионы $AuCl_4^-$, как правило, составляют внутренний слой двойного ионного (электрического) слоя и предопределяют возможную количественную величину потенциала адсорбции. При этом, у такой коллоидной наночастицы ионы H^+ находятся в интермицеллярном виде (так, одна их часть располагается в адсорбционной области, а другая – в диффузной области двойного электрического слоя.)

Химически, существующую отдельную мицеллу золота, можно выразить следующим уравнением:



где $[Au]_m$ – ядро мицеллы (m – число атомов золота, которое может меняться от нескольких сотен до миллионов);

n – количество адсорбированных ионов $AuCl_4^-$ ($n \ll m$);

δ_0 – толщина адсорбированного слоя;

d – толщина диффузной части двойного электрического слоя.

Гидрозоль золота представляет собой типичный лиофобный коллоид, наночастицы которого несут на своей поверхности довольно значительный (его поверхностный потенциал составляет 50 мВ) отрицательный заряд, и поэтому он устойчив лишь при низкой ионной силе вмещающего раствора.

Катализаторы на основе наночастиц золота. Переходные металлы, особенно благородные (такие, как Au, Pt, Pd, Rh, Ru и Ag), в большинстве технологических химических превращений на НПЗ обычно используются в качестве гомогенных и гетерогенных нанокатализаторов.

При этом золотые нанокатализаторы разного размера (сформированные на основе наночастиц, коллоидов, зольей и нанокластеров) в различных химических реакциях с органическим веществом демонстрируют во многом разные каталитические характеристики (рис. 6).

Поэтому на выбор оптимального золотого нанокатализатора, как правило, влияют довольно различные качественно-количественные факторы: такие, как количество реагентов, размер химического реактора, величина энергии, необходимой для обеспечения химической конверсии, значения эксплуатационных расходов, свойства образуемого полезного продукта и т.д.

Модуляции селективности, активности и значений энергетических барьеров у химических реакций и т.д. – вот несколько важных первоочередных факторов, которые необходимо учитывать при выборе оптимальных свойств золотого нанокатализатора, предназначенного для осуществления любой химической конверсии органического вещества (в том числе – при получении метанола).

Они, в свою очередь, регулируются физическими и химическими свойствами катализатора, проявляемых в наномасштабе, а именно – размером, формой, пространственным распределением, электронным строением, составом поверхности, а также составом применяемого нанокатализатора является ли он гомогенным или гетерогенным.

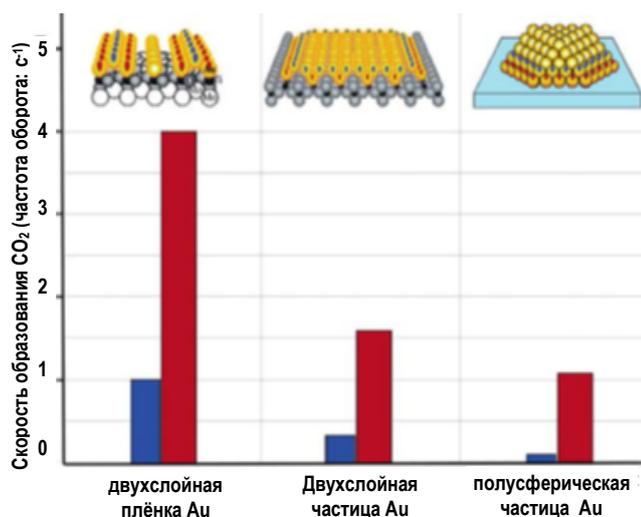


Рис. 7. Сравнение каталитической активности наночастиц золота. На вставках показаны структурные модели с использованием красных и синих меток для обозначения активных участков

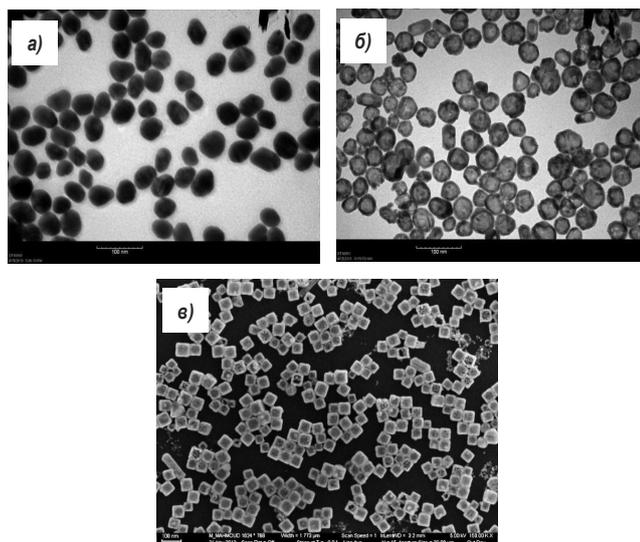


Рис. 8. ПЭМ-изображения наночастиц золота, используемых в нанокатализаторах [16]: а) твердые наносферы золота; б) полые наносферы золота; в) представляют собой СЭМ-изображения золотых наноклеток (размером 37 ± 3 нм и 56 ± 3 нм)

Так, квантовый размер, возникающие физико-химические эффекты, а также наличие высоких плотностей (вплоть до низкокоординированных) атомов, избыточный электронный заряд и актив-

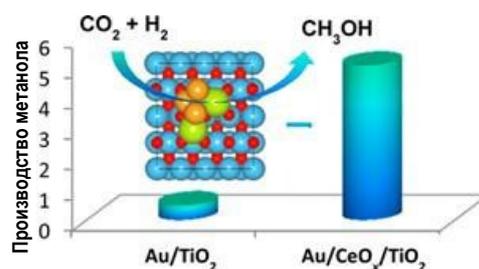


Рис. 9. Получение метанола на наночастицах золота

ные участки периметра – вот несколько наиболее важных показателей, которые обязательны для объективного объяснения появления высокой каталитической активности у наночастиц золота.

Необходимо отметить, что наночастица золота размером 3 нм обычно имеет среднее координационное число КЧ = 9,5, аналогичные наночастицы размером 1 нм имеют среднее КЧ = 6, а наночастицы размером 0,5-1 нм – КЧ = 3,6.

Сравнение каталитической активности (частота оборота, TOF, в с⁻¹), необходимой для обеспечения эффективного окисления СО на двухслойной плёнке золота [Mo(112)⁻¹×3-(Au, TiO_x)], двухслойной наночастице золота [Au/TiO₂(110)] и полусферической наночастице золота, нанесенной на TiO₂ с большой площадью поверхности (со средним размером частиц ~ 3 нм), показывает их явную неоднородность (рис. 7).

При этом площадь поверхности золотых наносфер (рис. 8), как монолитной, так и полой структуры, определяется изотермой Ленгмюра. Для количественного расчета значений площади поверхности нанокатализаторов, численные показатели, полученные из изотермы Ленгмюра, обратной наклону ленгмюровского графика, умножали на число Авогадро и поперечное сечение молекулы 4-НТФ [16]: в результате получили значение 7050 м²/г для внешней поверхности и 42777 м²/г для внутренней.

Наночастицы золота, закрепленные и стабилизированные на особой подложке, состоящей из смеси церия и диоксида титана (CeO_x/TiO₂), обладают специальными активными центрами, необходимыми для адсорбции CO₂, интенсивно способствующие последующему его превращению в метанол (рис. 9), при довольно низких температурах и давлениях окружающей среды.

В соответствии с изложенным подходом, к настоящему времени был разработан специальный нанокатализатор, в котором кластеры золота (содержащие примерно от 10 до 20 атомов золота) прикрепляются к поверхности оксидов металлов, являющихся выраженными полупроводниками.

При этом число оптимальных оксидов металлов, пригодных для этой цели, весьма ограничено и включает в себя лишь соединения Fe₂O₃, TiO₂, CeO₂ и MgO, которые могут быть использованы не только в форме наночастиц, но и наноплёнок. Такой инновационный нанокатализатор обеспечивает эффективное протекание ряда окислительных и других процессов с углеводородами, при нормальной температуре и давлении, что довольно трудно достичь другими, традиционными методами.

Библиографический список:

1. Санакулов К., Воробьев А.Е., Норов Ю.Д. Начало промышленного применения нанотехнологий в недропользовании. – Ташкент: Фан, 2017. – 496 с.
2. Санакулов К., Хван А.Б. Нанозолото и возможности его извлечения // Горный вестник Узбекистана. – № 1(76), 2019. – С. 96-102.
3. Санакулов К., Хамроев И.О. Перспективы, свойства и формирование нанозолота. Типизация ультрадисперсных (нано) золотосодержащих руд. Классификация форм нахождения проявлений природного золота с агрегацией свободного нанозолота. – № 9(945). – М.: Цветные металлы, 2021. – С. 5-28.
4. Секисов А.Г., Манзырев Д.В. Минералого-геохимические и наноструктурные особенности золотосодержащих руд месторождений Забайкальского края // Вестник Забайкальского государственного университета. – № 2, 2009. – С. 51-55.
5. Марченко Л.Г. Нанотехнология извлечения благородных металлов из тонкодисперсных руд месторождений «черносланцевого» типа — природоподобная технология // Золото и технологии. – №3(37). 2017. – С. 138-146.

6. Martin Reich. Noble metal nanoparticles in ore systems. *Nature's Nanostructures*. 2012. DOI:10.1201/b11618-7.
7. Gold nanoparticles and their applications // <https://www.cd-bioparticles.com/blog/nanoparticles/gold-nanoparticles-and-their-applications>. 2019.
8. Воробьев А.Е., Верчеба А.А., Трabelсси С. Основные наноформы золота месторождений и техногенного минерального сырья // *Разведка и охрана недр*, 2015. – № 4. – С. 21-25.
9. Воробьев А.Е., Ибрагимов Р., Салим Трabelсси. Особенности современной наноминералогии // *Современные тенденции и инновации в науке и производстве: Материалы IV Международной научно-практической конференции. Междуреченск, 8-10 апреля 2015 г. – Кемерово, 2015. – С. 26-27.*
10. Воробьев А.Е., Маралбаев А.О. и др. Типизация наноформ золота в геогенном и техногенном минеральном сырье // *Научно-образовательный и производственный журнал «Инженер»*. – Бишкек, 2015. – С. 69-83.
11. Воробьев А.Е., Насыров У.Ф., Ибрагимов Р.Р., Трabelсси С., Холикулов Д.Б. Выявленные наноформы золота в геогенном и техногенном минеральном сырье // *Горный вестник Узбекистана*. – № 2 (61). – Навои, 2015. – С. 18-27.
12. Воробьев А.Е., Трabelсси С. Видь наноформ золота, в геогенном и техногенном минеральном сырье // *Горный журнал Казахстана*. – № 2. 2015. – С. 18-21.
13. Воробьев А.Е., Тчаро Х. Сравнительный анализ свойств нанорельефа различных золотосодержащих сульфидов // *Вестник Российского университета дружбы народов. Серия: Инженерные исследования*. – № 1, 2016. – С. 78-84.
14. Дыкман Л.А., Богатырев В.А. Наночастицы золота: получение, функционализация, использование в биохимии и иммунохимии // *Успехи химии*. – № 76(2), 2007. – С. 199-213.
15. Wu Chun-Hsien, Sokolov Konstantin. Synthesis of immunotargeted magneto-plasmonic nanoclusters // *Journal of Visualized Experiments*, 2014.
16. Batyr Garlyyev. Synthesis and catalytic study of shell-shell, core-shell hollow gold nanocatalysts // *In Partial fulfillment of the requirements for the Degree Doctor of Philosophy in the School of Chemistry and Biochemistry. Georgia Institute of Technology*. 2016. – 135 p.

«GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA», 2022, № 4(91) pp. 79-84

PHYSICO-CHEMICAL PROPERTIES OF GOLD NANOPARTICLES IN ORES AND CATALYSTS

¹Sanakulov K., Chairman of the Board - General Director, Doctor of Technical Sciences, Professor.

²Vorobiev A.E., Doctor of Technical Sciences, Professor.

³Zhang L., undergraduate.

¹JSC «Navoi Mining and Metallurgical Company». Navoi, Uzbekistan.

²Grozny State Oil Technical University named after V.I. Academician M.D. Millionshchikov.

³Beijing Petroleum University, China.

In this paper the authors consider the physico-chemical properties of nanogold contained in ores and minerals. They describe the most important physico-chemical properties of nanogold. Different forms of gold nanoparticles are shown. In nanoparticles sized 2 nm, about 60% of all atoms are surface gold atoms with uncompensated valence. Smaller gold nanoparticles are electronically surrounded and can actively carry out catalytic reactions. Colloids, sols and micelles of gold are discussed and shown. Chemical catalysts formulated on the basis of gold nanoparticles are characterized.

Keywords: nanogold, dumps, tailings, physico-chemical properties, colloids, properties, gold forms, atom, molecules, catalysts, activity.

Bibliographic list:

1. Sanakulov K., Vorobyov A.E., Norov Yu.D. Beginning of industrial application of nanotechnologies in subsoil use. – Tashkent: Fan, 2017. – 496 p.
2. Sanakulov K., Khvan A.B. Nanogold and the possibility of its extraction // *Gornyy vestnik Uzbekistana*. – No. 1(76), 2019, pp. 96-102.
3. Sanakulov K., Khamroev I.O. Prospects, properties and formation of nanogold. Typification of ultrafine (nano) gold-bearing ores. Classification of forms of occurrence of manifestations of natural gold with aggregation of free nanogold. – No. 9(945). – M.: Tsvetnyye metally, 2021, pp. 5-28.
4. Sekisov A.G., Manzyrev D.V. Mineralogical-geochemical and nanostructural features of gold-bearing ores of deposits of the Trans-Baikal Territory // *Vestnik Zabayskogo gosudarstvennogo universiteta*. – No. 2, 2009, pp. 51-55.
5. Marchenko L.G. Nanotechnology for the extraction of noble metals from finely dispersed ores of deposits of the "black shale" type - a nature-like technology // *Zoloto i tekhnologii*. – No. 3(37), 2017, pp. 138-146.
6. Martin Reich. Noble metal nanoparticles in ore systems. *Nature's Nanostructures*. 2012. DOI:10.1201/b11618-7.
7. Gold nanoparticles and their applications // <https://www.cd-bioparticles.com/blog/nanoparticles/gold-nanoparticles-and-their-applications>. 2019.
8. Vorobyov A.E., Vercheba A.A., and Trabelssi S., "Basic nanoforms of gold deposits and technogenic mineral raw materials," *Razvedka i okhr.* 2015. – No. 4, pp. 21-25.
9. Vorobyov A. E., Ibragimov R., and Salim Trabelsi. Features of modern nanomineralogy // *Modern trends and innovations in science and production: Proceedings of the IV International Scientific and Practical Conference. Mezhdurechensk, April 8-10, 2015. – Kemerovo, 2015, pp. 26-27.*
10. Vorobyov A.E., Maralbaev A.O. Typification of gold nanoforms in geogenic and technogenic mineral raw materials // *Scientific-educational and industrial journal "Engineer"*. – Bishkek, 2015, pp. 69-83.
11. Vorobyov A.E., Nasyrov U.F., Ibragimov R.R., Trabelssi S., Kholikulov D.B. Identified nanoforms of gold in geogenic and technogenic mineral raw materials // *Gornyy vestnik Uzbekistana*. – No. 2(61), 2015, pp. 18-27.
12. Vorobyov A.E., Trabelssi S. Types of gold nanoforms in geogenic and technogenic mineral raw materials // *Gornyy zhurnal Kazakhstana*. – No. 2, 2015, pp. 18-21.
13. Vorobyov A.E., Tcharo H. Comparative analysis of the properties of the nanorelief of various gold-bearing sulfides // *Bulletin of the Peoples' Friendship University of Russia. Series: Engineering research*. – No. 1, 2016, pp. 78-84.
14. Dykman L.A., Bogatyrev V.A. Gold nanoparticles: preparation, functionalization, use in biochemistry and immunochemistry // *Advances in Chemistry*. – No. 76(2), 2007, pp. 199-213.
15. Wu Chun-Hsien, Sokolov Konstantin. Synthesis of immunotargeted magneto-plasmonic nanoclusters // *Journal of Visualized Experiments*, 2014.
16. Batyr Garlyyev. Synthesis and catalytic study of shell-shell, core-shell hollow gold nanocatalysts // *In Partial fulfillment of the requirements for the Degree Doctor of Philosophy in the School of Chemistry and Biochemistry. Georgia Institute of Technology*. 2016. – 135 p.

TOSHQAZGAN GRAFIT RUDASINING HUSUSIYATLARINI O'RGANISH VA ORGANIK MODDA YORDAMIDA BOYITISH USULLARI



Umarov Sh.A.,
O'zbekiston Respublikasi
Fanlar Akademiyasi
Navoiy filiali tayanch doktoranti



Kuylieva Sh.D.,
O'zbekiston Respublikasi
Fanlar Akademiyasi
Navoiy filiali tayanch doktoranti



Sharafutdinov U.Z.,
«NKMK» AJ Yangi texnologiyalarni joriy etish
innovatsion markazi boshlig'i o'rinbosari,
t.f.d., dotsent

Hozirgi kunda Fanlar akademiyasi Navoiy bo'limi xodimlari tomonidan Buxoro viloyati Peshku tumanida joylashgan grafit konidagi rudalarning namunalari organik modda flotatsion usulini qo'llagan xolda boyitilib ularning xususiyatlari o'rganilmoqda. Ilmiy tadqiqotlar laboratoriya sharoitida olib borilmoqda. O'rganish jarayonida aktual masalalar ko'rib chiqilmoqda va tahlillar asosida ularni yechimiga qaratilgan. Ushbu maqolada shu masalalar o'z yechimini topgan.

Tayanch iboralar: grafit, kon, ruda tarkibi, xususiyat, usul, qalam, grafit sterjen, kaolin, suyuq shisha, ma'dan tanasi.

В настоящее время сотрудниками Навоийского отделения Академии наук обогащаются образцы руд месторождения графит, расположенного в Пешкинском районе Бухарской области, методом флотации органического вещества и изучаются их свойства. Научные исследования проводятся в лабораторных условиях. В процессе исследования рассматриваются актуальные вопросы и на основе анализа делается акцент на их решении. Эти вопросы были решены в этой статье.

Ключевые слова: графит, шахта, содержание руды, свойство, метод, карандаш, графитовый стержень, каолин, жидкое стекло, рудное тело.

Hozirgi kunda O'zbekiston Respublikasida o'sib borayotgan iqtisodiyotimizning barcha sanoat tarmoqlariga, jumladan mashinasozlik sohasiga rahbariyatimiz tomonidan katta e'tibor qaratilmoqda. Rivojlanishning asosiy garovi – sifatli xaridorgir mahsulotlarni ishlab chiqarishini yo'lga qo'yish va xalqimizga yetkazish. Bu dolzarb va aktual masallarni yechish uchun foydali qazilmalarning yangi konlarini zamonaviy texnika va texnologiyalar asosida geologik-qidiruv ishlarini olib borish va topish, qazib olish va qayta ishlash korxonalarini qurish hamda yuqori sifatli tayyor mahsulotlarni ishlab chiqarish lozim.

Hususan, 1928 yilda O'rta Osiyo geologiyasi tomonidan kashf etilgan Buxoro viloyatidagi Toshqazgan konining grafit rudalarini qayta ishlash jarayonini o'rganib va organik modda flotatsion usulini qo'llagan xolda boyitib ularning xususiyatlarini o'rganish aktual muammolardan biridir.

Toshqazgan grafit koni Buxoro viloyati Peshku tumani hududida Jongeldi qishlog'idan 9 km uzoqlikda joylashgan. Grafitti ma'danli jismlarning ko'pchiligi sanoat ahamiyatiga ega bo'lib, konning janubiy-sharqiy qismida (rudali jismlar № 3, 8, 9, 30), shimoliy-g'arbiy qismida joylashgan [1].

Grafit sifat talablari juda yuqori bo'lgan materiallar turiga kiradi. Grafitning tozaligi, ko'mir kabi, kuyishdan keyin qoldiq miqdori bilan ifodalanadi. Shuning uchun, grafit ko'p tarmoqlarda foydalanadi. Jumladan, metallurgiyada kuyishishlarida, neft-gaz sohasida, elektrotexnikada, qalam sanoatida va boshqalarda keng qo'llaniladi. Grafit shuningdek, atom qozonlaridagi yadro reaksiyalarida sekinlashtiruvchi sifatida ishlatiladi, buning uchun grafit ideal darajada toza bo'lishi kerak. Bunda grafit rudasini boyitish juda katta ahamiyatga ega [2].

Grafit rudasini asosiy katta qismini, sanoat qiymati, konning janubiy-sharqiy qismida to'plangan (3, 8, 9, 30 ruda tanalari), shimoliy-g'arbiy qismida ikkita yirik tanasi aniqlangan. Konning janubiy-sharqiy qismida sanoat rudalari tanasining uzunligi 470-840 m, shimoliy-g'arbiy qismida

175 va 450 m tashkil etgan. Grafit jismlarining qalinligi o'rtacha 10,5 m. Grafit uglerod tarkibiga qarab, grafit rudalari shartli ravishda (1952 yildagi zaxiralarni xisoblariga ko'ra) tarkibida grafit uglerod miqdori 5-10% bo'lgan kambag'allarga bo'linadi (rudalarning umumiy hajmining 30%ni tashkil etadi), quyi - 10 -20% (40%), o'rta - 20-30% (20%), yuqori 30% dan ortiq (10%) [2, 3].

Sirdan (ayrim ruda jismlarida 15 m chuqurlikka qadar grafit yotqizilari bo'yab kalsit, gips, gil minerallar va slyuda xosil bo'ladigan ekzogen ob-xavo zonasi rivojlangan. Erkin uglerod miqdori 3,1 dan 48,5 gacha yuqqa qatlamli grafit. Konsentratning kul qismida yuqori disperslik, yog'li tarkib va qattiq qo'shimchalarning yo'qligi uni grafitdan MDH davlatlarining boshqa konlaridan ajratilib turadi [2].

O'rta Osiyo geologiyasi tadqiqotchilar tomonidan "bitta" Kon 1928 yildan 1975 yilgacha bir necha bor o'rganilgan va vaqti-vaqti bilan geologik-qidiruv ishleri olib borilgan. Ishlab chiqarish ochiq konda amalga oshirildi. Qazib olingan rudani standart grafit tarkibiga (25%) mos ravishda sozlash rudalarni qo'lda saralash orqali amalga oshirildi. Maksimal yillik mahsulodlik 1,2 tijorat grafitiga yetdi (GOST 17022-71 marka GLS-4) [2].

1942 yildan beri grafit miqdori 25% dan yuqori bo'lgan Toshqazgan konining grafit rudalari, tuproq shaklida, Toshkent qishloq xo'jaligi mashinasozlik zavodi tomonidan somonni ishqalash uchun xamir shaklida bo'yoq ishlab chiqarish uchun, suyuqlik shaklida esa tayoqchalar va quruq qoliplarni bo'yash uchun, qoliplash materiallari, astar kovaklari va konvertorlarning chidamligini oshirish uchun ishlatilgan.

O'zbekiston Respublikasi Davlat balans komissiyasi tomonidan tasdiqlangan grafit zaxiralari Buxoro viloyatining Toshqazgan grafit konida joylashgani hisobga olingan (Mineral zaxiralari davlat balans). O'z. Grafit, 2016). Grafit rudasi zaxiralari 01.01.2016 yil xolatiga ko'ra. A+B+C₁ mushukka ko'ra 2334,2 ming t (349,5 tqs. t grafit), S₂-3797,4 ming tonnani tashkil etadi.

Tarkibi jihatdan Toshqazganning ruda tanalari mineral birikmalarining murakkab majmuasidir. Rudaning asosiy qismini kaolin, xlorit, serpentinit har xil nisbatda tashkil etadi [1, 3]. Umumiy istiqbolli zaxiralari 25 million tonnani tashkil etadi [2, 3]. Grafit sifat jihatdan juda katta talab qo'yiladigan materiallar guruhiga kiradi. Uning ishlatilish ko'p jihatdan ma'danlarning strukturaviy xususiyatlariga, ulardagi grafit uglerodning tarkibiga, grafitni mayda silliqlash imkoniyatlariga va boshqalarga bog'liq. Yuqorida ko'rsatib etganimizdek, grafit eng ko'p miqdorida turli tarmoq soxalarida qo'llaniladi. Shuningdek grafit, yadro qozonlarida, yadro reaksiyalarida moderator sifatida ishlatiladi, buning uchun u ideal darajada toza bo'lishi kerak [4].

Maqsad va vazifalardan kelib chiqqan xolda quyidagi masalalar tadqiq etilmoqda:

- Buxoro viloyati Toshqazgan grafit koni rudalarini o'rganish;
- grafit rudasini boyitish usulini tanlash, texnologik jarayonlar va ularning texnik parametrlarini aniqlash;

1-jadval

Tazkazgan konidagi grafit rudalarining tarkibidagi uglerod miqdoriga ko'ra guruhlariga ajralishi

№	Grafit rudasi turi	Tarkibidagi uglerodning miqdori mass. %	Kondagi grafitrudasining umumiy miqdoridagi ulushi	Guruh
1.	Kam uglerodli	5-10	30	uglerodga boy bo'lmagan
2.	Quyi	10-20	40	past sifatli
3.	O'rta	20-30	20	o'rtacha sifatli
4.	Yuqori	30<	10	yuqori sifatli

2-jadval

Toshkazgan konidagi grafit rudalarining tarkibidagi uglerod miqdoriga ko'ra guruhlariga ajratilishi

Ruda turi	Grafitning tarkibi va xususiyatlari	Xost toshlar	Flotatsiya usulida boyitilishi
Aniq kristalli	1 dan 6% gacha, kamdan kam hollarda 10-12% gacha. Qovoqli va zich kristalli grafitli sof po'stloqli va aralash rudalar mavjud	kristalli slaneslar, gneyslar, kvarsitlar, granitlar, va gabro	asosiy va birinchi tozalash flotatsiyalarida yuqori darajada uglerodni qayta ishlash (90% dan ortiq) va yuqori boyitish darajasi
Aniq kristalli va yopiq kristalli	0,5 dan 12% gacha, kamdan-kam hollarda 60-90% gacha. Aniq va zich kristalli grafit ustunlik qiladi, bo'ysunadigan miqdorda yopiq kristalli	nefilin sienitlar va slaneslar	har xil boyitish darajasi o'rtachadan ahamiyatsizgacha. Uglerod yo'qotishlarini oshirish.
Yopiq kristalli	sochilgan va zich farqlar sifatida 1dan 90gacha	kvarslar va slanetslali kremniyli-shlyuzli, gilli-karbonatli, karbonli argilli	uglerodning qoldiqlari bilan katta yo'qotishlari (50-90%), boyitishning ahamiyatsiz darajasi

- turli xil yig'uvchi, ko'pik xosil qiluvchi reagentlarni taqqoslash orqali
- flotoreagentlarning maqbul tarkibini tanlash;
- flotatsiya usulida boyitish vaqti, maydalanish darajasi, Ph muhit, harorat, boyitish jarayonining ketma-ketligi va texnologik parametrlarning maqbul qiymatini tashlash va ishlab chiqish;
- boyitilgan grafit konsentratining laboratoriya partiyasini aniqlash;
- grafit konsentratini va neft moylariga asoslangan moylash materiallarining maqbul tarkibini tanlash;
- Navoiy kon-metallurgiya kombinati sharoitida ishlab chiqilgan texnologiyadan foydalangan holda grafit konsentratining tajriba sanoat partiyasini tayyorlash va ishlab chiqish.

Tadqiqotning maqsadi - Toshqazgan konining grafit rudalari tarkibi va xususiyatlarini o'rganib hamda boyitishining usullari asosida tahlil etib maqbul texnologiyasini tanlash, turli xil kollektorlar va ko'piklardan tayyorlangan aralashmalarni taqqoslash orqali eng samarali flotoreagentlarni aniqlash. Mineral tarkibiga ko'ra Toshkazgan grafit rudalari poliminerallik rudalar sinfiga kiritiladi va uning tarkibida kaolinit, xlorit, kvars, serpentinit turlicha nisbatda o'zgaradi. Zamonaviy asbob-uskunalaridan foydalangan holda Toshkazgan konidan grafit rudasini moddiy tarkibini aniqlash hamda yuqori sifatli grafit konsentratlarining fizik-kimyoviy xususiyatlarini o'rganish jarayoni amalga oshirildi.

Jumladan, Buxoro viloyati Peshku tumanidagi Toshkazgan grafit rudasi konidan tadqiqotlar uchun grafit rudasi namunasi olindi. Grafit rudasi tarkibida 4% gacha namlikni saqlashi va 51,8% gacha grafit, 19% organik moddalar, 6% uchuvchan moddalar, 4,4% temirdan tarkib topganligi, kuydirishdagi qoldiq esa 38% ni tashkil etishi aniqlangan.

1952 yilda o'tkazilgan zaxiralarni hisoblash natijalariga asosan grafit rudasi o'zidagi uglerod miqdoriga ko'ra ularni shartli ravishda to'rt guruhga ajratish mumkin (1, 2-jadval).

Laboratoriya va texnologik tadqiqotlar shuni ko'rsatadiki, konsentratsiyaga ko'ra grafit rudalari quyidagilarga bo'linadi:

- oson flotatsiyalanadigan, sodda flotoreagentlar orqali (kerosin);
- faqat murakkab flotoreagentlar orqali, ya'ni olein kislotasi va oleat natriya orqali boyitiladigan;
- umuman flotatsiyalanmaydigan, oxirgisiga nurash zonasidan olingan karbonat grafit rudalari kiradi.

Tadqiqotlarda qabul qilingan tasnifga ko'ra, grafit rudalari shakllanishning yetakchi jarayoniga ko'ra-magmatik, metamorfik va kontakt-metamorfiklarga bo'linadi. Uglerod manbai bo'yicha bogen va abiogenga bo'linadi. Biogen turiga Botogol konidan olingan grafit kiradi, unda biogen tipdagi ustunli va tolali navlar mavjud. Grafit rudalari, tarkibidagi grafitning tuzilishiga qarab, uch turga bo'linadi: yoriqli, zich kristalli va kriptokristalli grafitli rudalar. Yoriqli grafit rudalari eng qimmatbaho hisoblanadi, shu nuqtai nazardangrafit miqdori past bo'lgan (5-6%) sanoat rudalari deb hisoblanadi va katta zaxiraga ega konlar uchun undan kamroq. Zich kristalli grafit rudalari ko'pincha 60-70% yoki undan yuqori miqdori bilan ajralib turadi.

Yashirin kristalli grafit rudalari metamorflangan ko'mirdan bo'lib, ular bir oz o'zgargan antrasitdan odatdagi yashirin kristalli grafitgacha bo'lgan bir qator o'tish shakllarini xosil qiladi. Ba'zida grafit va antrasit bir vaqtning o'zida bir xil konda uchraydi. Ushbu turdagi ruda konlari katta zaxiralar bilan ajralib turadi. Grafit miqdori yuqori 70-80% va undan ko'p. Kamroq yashirin kristalli grafit rudalari kamdan-kam hollarda ishlab chiqadi. Grafit rudalari uchun sanoatning yagona talablari yo'q. Ular qazib olish va boyitish bo'yicha texnik-iqtisodiy hisob kitoblar asosida har bir kon uchun belgilangan shartlar asosida baholanadi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Xamidov R.A. O'zbekiston grafit rudalari va ulardan sanoatda foydalanish yo'llari // *Geologiya i mineral'nyye resursy.* - Toshkent, 2011. - № 2. 34-40 betlar.
2. Bragina V.I., Baksheeva I.I. Grafit rudalarini boyitish texnologiyasini ishlab chiqish // *Gornyy informatsionno-analiticheskiy byulleten.* 2012. - № 9. 133-137 betlar.
3. Mirzaev A.U., Odilov D.K., Axmedov R.K., Sabirov B.T., Turdialiev U.M., Chernichenko N.I. Tazqazg'on koni O'zbekiston sanoati uchun grafit xomashyosi manbai sifatida // *O'zbekiston konchilik xabarnomasi.* - Navoiy, 2018. - № 3. 16-19 betlar.
4. Abdurahmonov E.A., Daniyarov N.A. Nometall foydali qazilmalarni boyitish texnologiyasi fanidan ma'ruzalar kursi. - Navoiy, 2008. - 144 bet.

МАТЕМАТИЧЕСКИЙ РАСЧЁТ И СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ СВОЙСТВ ЖИДКОСТИ ГИДРОЦИЛИНДРА ПРИ ИСПОЛЬЗОВАНИИ УПЛОТНИТЕЛЯ



Абдуазизов Н.А.,
проректор
по учебной работе НГГТУ,
д.т.н., профессор



Худайберdiyев О.Ж.,
доцент кафедры
«Высшая математика и информа-
ционные технологии» НГГТУ, PhD



Норов Г.М.,
ассистент кафедры
«Высшая математика и информа-
ционные технологии» НГГТУ



Карабекян С.Х.,
ассистент кафедры
«Высшая математика и информа-
ционные технологии» НГГТУ

Ushbu maqolada bosim, yopishqoqlik va oquvchanlik kabi gidravlik silindrdagi suyuqlik xossalari parametrlarining qiymatini aniqlash masalasi ko'rib chiqilgan. Mustahkamlovchi moslama va moslamasiz gidrosilindrga kiruvchi changlar natijasida ifloslangan suyuqlik tarkibiga qarab, bu parametrlarning aloqasi va dinamik ta'siri aniqlangan. Suyuqlikning mos keladigan xarakteristikalari va qiyosiy tahlili uchun hisoblashlar olib borilgan va masala yechilgan. Natijalar grafik ko'rinishda ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: ifloslanish, mustahkamlovchi moslama, bosim, yopishqoqlik, suyuqlik, gidravlik silindr, himoya halqalari, gidrosilindrdagi shtok, suyuqlik tezligi, differentsial tenglama, suyuqlikdagi qarshilik kuchi.

В данной статье рассматривается задача определения значения параметров свойств жидкости в гидроцилиндре, таких как давление, вязкость и текучесть. В зависимости от загрязнений, попадающих в гидроцилиндр, с учётом уплотнителя и без него, определяется взаимосвязь и динамическое действие этих параметров. Поставленная задача решена и проведены расчеты для соответствующих характеристик жидкости, произведён сравнительный анализ, результаты демонстрированы в графическом виде.

Ключевые слова: загрязнения, уплотнитель, давление, вязкость, текучесть, гидроцилиндр, защитные кольца, шток гидроцилиндра, скорость жидкости, дифференциальное уравнение, сила сопротивления жидкости.

Различные загрязнения, попадая в гидроцилиндр, смешиваются с жидкостью, которая находится в нём. 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 затягивании масляной пленки, проникшей через них при ходе штока наружу из гидроцилиндров, назад в штоковую полость при его обратном ходе. Поэтому они активно затягивают внутрь загрязнения гидроцилиндров, имеющиеся на поверхности штока, что не только ускоряет износ уплотнителей, но и ведет к отказу всего гидропривода из-за засорения клапанов и гидрораспределителей [5-6].

Проникновение воды за резиновое защитное кольцо также весьма нежелательно, т.к. при ее замерзании возможен отжим и повреждение резиновых и полиуретановых уплотнений.

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 потеряет однородность, что влияет на работоспособность штока. Если проанализировать свойства жидкости [1, 2], то такие свойства как динамическая и кинематическая вязкости, текучесть и упругость жидкости изменится 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, приводим 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 [5, 6].

Вязкость – свойство жидкости, по некому определению [1, 2], оказывает сопротивление сдвигу или относительному смещению слоев. Сила сопротивления сдвигу называется силой внутреннего трения.

Расположим центр оси штока по оси O_x . Тогда сила сопротивления жидкости в цилиндре [2] 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 (2):

$$p = \frac{F}{S} \text{ (или } F = pS) \quad (2)$$

Из формул (1) и (2) получим:

$$pS = \pm \mu S \frac{du}{dx}$$

Откуда

$$p = \pm \mu \frac{du}{dx} \quad (3)$$

Из равенства (3) определим вязкость жидкости:

$$\mu = \frac{p}{\frac{du}{dx}} \quad (4)$$

Текучесть жидкости является обратным свойством вязкости. Обозначив её через σ_m , получим:

$$\sigma_m = \frac{1}{\mu} = \frac{dx}{p} \quad (5)$$

Если из уравнения (3) выразим скорость движения жидкости по гидроцилиндру, получим следующий вид

$$\frac{du}{dx} = \frac{p}{\mu} \quad (6)$$

Это означает, что скорость жидкости постоянная.

Уравнение (6) является дифференциальным уравнением первого порядка с разделяющимися переменными [3].

Решая уравнение (6) получим:

$$u = \frac{p}{\mu} x + C \quad (7)$$

где C – интегральная постоянная.

Интегральную постоянную C можно найти, используя начальные условия $u = u_0$ при $x = 0$ (здесь $0 \leq x \leq l$, l – длина штока): $u_0 = 0 + C$, откуда $C = u_0$.

Тогда

$$u = \frac{p}{\mu} x + u_0 \quad (8)$$

Из этого следует, что функция скорости является линейной функцией. В этом случае делаем вывод, что эпюра (траектория) функции скорости является прямой линией.

Так как скорость движения жидкости является постоянной, то ускорение будет равно нулю, т.е.

$$\frac{d^2u}{dx^2} = \left(\frac{p}{\mu} \right)' = 0$$

Теперь, когда получено выражение для определения вязкости (4), то используя данные по давлению и скорости движения жидкости, можно вычислить его значение, когда жидкость соответствует техническим требованиям. Используя полученные экспериментальные данные [5] для давления $p = 38 \text{ МПа}$, $l_{\max} = 2120 \text{ мм}$ (длина штока), вычислим значение вязкости μ .

Учитывая время движения штока по гидроцилиндру (вперед или назад), получим скорость движения жидкости:

$$\frac{du}{dx} = \frac{l}{t} = \frac{2120 \text{ мм}}{4 \text{ с}} = \frac{2,12 \text{ м}}{4 \text{ с}} = 0,53 \text{ м/с.}$$

Тогда

$$\mu = \frac{p}{\frac{du}{dx}} = \frac{38 \text{ МПа}}{0,53 \text{ м/с}} = 7,17 \text{ МПа} \cdot \text{с/м.} \quad (9)$$

Учитывая вышесказанное и используя экспериментальные данные, можно вычислить вязкость, текучесть и давление жидкости при применении уплотнительного защитного кольца и без него. В итоге, сравнивая полученные результаты во всех случаях, можно сделать окончательные выводы.

Нужно отметить, что в дальнейшем, при использовании в расчетах величины загрязнений $G_{\text{загр}}$, учтём то, что $G_{\text{загр}}$ состоит из суммарных загрязнений, состоящих из кремния $G_{\text{кр}}$, натрия $G_{\text{нр}}$, калия $G_{\text{к}}$ и воды $G_{\text{в}}$, т.е.:

$$G_{\text{загр}} = G_{\text{кр}} + G_{\text{нр}} + G_{\text{к}} + G_{\text{в}}.$$

Экспериментальные работы проводились именно для этих компонентов загрязнений.

Рассуждая о том, что, если в жидкость попадает грязь, то она становится более вязкой, придём к выводу о пропорциональности вязкости и загрязнения, причем она линейна [4]. Тогда давление в гидроцилиндре можно определить по формуле:

$$p \cdot G_{\text{загр}} = \mu \frac{du}{dx} \quad (10)$$

$$\mu = \frac{p \cdot G_{\text{загр}}}{\frac{du}{dx}} \quad (11)$$

$$p = \frac{\mu \cdot \frac{du}{dx}}{G_{\text{загр}}} \quad (12)$$

Учитывая, что $\mu = 7,17 \text{ МПа} \cdot \text{с/м}$, $G_{\text{загр}} = 68,71 \text{ мг/кг}$ – общее количество загрязнений без применения защитного кольца, $G_{\text{загр}} = 30,2 \text{ мг/кг}$ – при использовании защитного кольца и скорость движения жидкости

$$u = \frac{du}{dx} \cdot \frac{l}{t} = 0,53 \text{ м/с,}$$

можно определить давление, вязкость и текучесть жидкости.

Эксперимент проводился на гидроцилиндре гидравлического экскаватора марки RH-40E. В нём установили защитное кольцо и в течение 3000 мото/часов эксплуатации наблюдали за работой гидроцилиндра, фиксируя данные каждые 500 мото/часов, от 500 до 3000.

Вместимость жидкости гидроцилиндра 40 л. В дальнейшем в расчётах будем использовать эти данные.

Так как $1 \text{ л} \approx 900 \text{ гр} = 0,9 \text{ кг}$, то $40 \text{ л} = 40 \cdot 0,9 = 36 \text{ кг}$. Учитывая этот факт, вычислим общую величину загрязнений с использованием уплотнителя и без него:

$$G_1 = 30,2 \frac{\text{мг}}{\text{кг}} \cdot 36 \text{ кг} = 108,72 \text{ мг}$$

– с использованием уплотнителя,

$$G_2 = \frac{68,71 \text{ мг}}{\text{кг}} \cdot 36 \text{ кг} = 247,56 \text{ мг}$$

– без использования уплотнителя.

Используя полученные данные, вычислим, сколько процентов составляют загрязнения относительно общей массы жидкости:

Процентное отношение с использованием уплотнителя $1,08 : 36 = 0,03 = 3 \%$.

Процентное отношение без уплотнителя $2,474 : 36 = 0,069 = 6,9 \%$.

Тогда для давления на жидкость имеем, в случае с уплотнителем:

$$3 : 38 = 0,0789 = 7,89 \text{ МПа,}$$

отсюда

$$p_1 = 38 \text{ МПа} + 7,89 \text{ МПа} = 45,89 \text{ МПа,}$$

в случае без уплотнителя:

$$6,9 : 38 = 18,16 \text{ МПа,}$$

тогда

$$p_2 = 38 \text{ МПа} + 18,16 \text{ МПа} = 56,16 \text{ МПа,}$$

В итоге получим следующие результаты:

- 1) давление на жидкость в номинале: $p_n = 38 \text{ МПа}$;
- 2) давление на жидкость с уплотнителем: $p_1 = 45,89 \text{ МПа}$;
- 3) давление на жидкость без уплотнителя: $p_2 = 56,16 \text{ МПа}$.

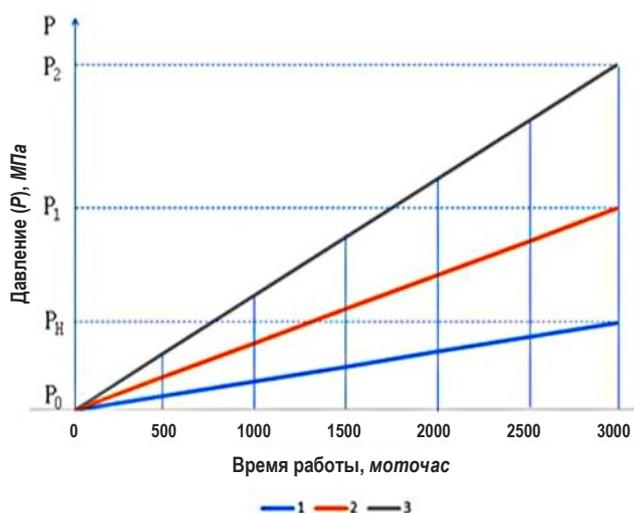


Рис. 1. Зависимость изменения давления от времени эксплуатации: 1 – давление на жидкость в номинале $p_n = 38$ МПа; 2 – давление на жидкость с уплотнителем $p_1 = 45,89$ МПа; 3 – давление на жидкость без уплотнителя $p_2 = 56,16$ МПа

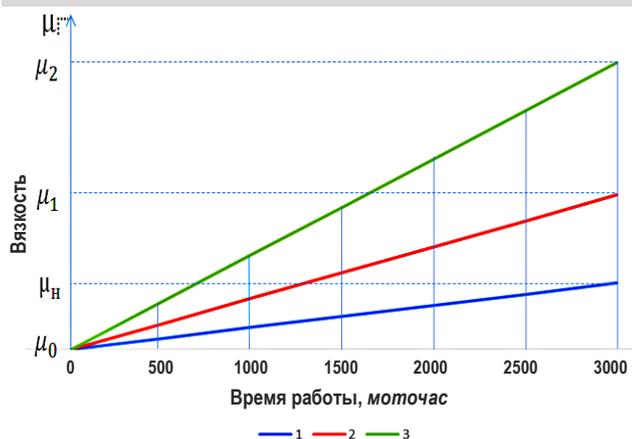


Рис. 2. Зависимость вязкости гидравлического масла от продолжительности эксплуатации: μ_0 – начальная вязкость; μ_n – номинал; μ_1 – вязкость жидкости с уплотнителем; μ_2 – вязкость жидкости без уплотнителя

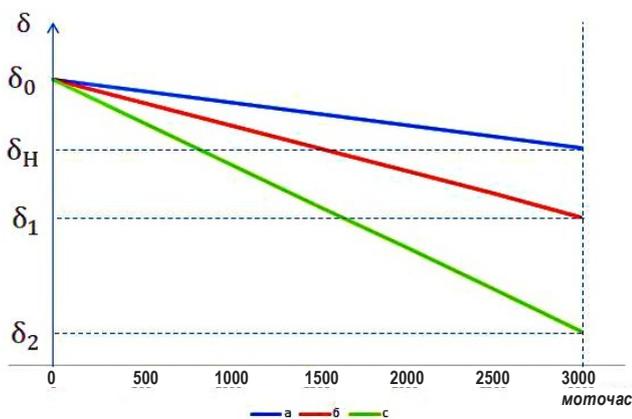


Рис. 3. Зависимость изменения текучести от продолжительности эксплуатации: σ_0 – начальная текучесть; σ_n – текучесть в номинале; σ_1 – текучесть с уплотнителем; σ_2 – текучесть без уплотнителя

Графическое изображение давления жидкости различного значения продемонстрировано на рис. 1.

Теперь полученные результаты, как зависимые величины давления, вязкости и текучести изобразим графически.

Графики зависимости являются прямыми линиями согласно уравнению (8).

В изображениях используются обозначения p_0, μ_0 и σ_0 как некоторые начальные величины, определяемые техническим регламентом.

Дальнейшие вычисления будем проводить с учетом полученных данных для давления на жидкость.

Вязкость жидкости в случае с уплотнителем:

$$\mu_1 = \frac{p \cdot G_1}{\frac{du}{dx}} = \frac{45,89 \text{ МПа} \cdot 108,72 \text{ м}^2/\text{кг}}{0,53 \text{ м/с}} \approx 9,4 \text{ МПа} \cdot \frac{\text{с}}{\text{М}}$$

– в случае без уплотнителя:

$$\mu_2 = \frac{p \cdot G_2}{\frac{du}{dx}} = \frac{56,16 \text{ МПа} \cdot 247,356 \text{ м}^2/\text{кг}}{0,53 \text{ м/с}} \approx 26,2 \text{ МПа} \cdot \frac{\text{с}}{\text{М}}$$

В итоге получим следующие результаты для вязкости:

- 1) вязкость жидкости в номинале: $\mu_n = 7,17 \text{ МПа} \cdot \text{с/м}$;
- 2) вязкость жидкости с уплотнителем: $\mu_1 \approx 9,6 \text{ МПа} \cdot \text{с/м}$;
- 3) вязкость жидкости без уплотнителя: $\mu_2 \approx 26,2 \text{ МПа} \cdot \text{с/м}$.

Графическое изображение вязкости жидкости различного значения продемонстрировано на рис. 2.

Известно, что текучесть жидкости, обратная величина к жидкости, определяется по формуле $\sigma = 1/\mu$.

Вычислим значения текучести в соответствии с полученными результатами для вязкости:

– текучесть в номинале:

$$\sigma_n = \frac{1}{\mu} = \frac{1}{7,17 \text{ МПа} \cdot \text{с/м}} \approx 0,139 \text{ м}/(\text{МПа} \cdot \text{с})$$

– в случае с уплотнителем:

$$\sigma_1 = \frac{1}{\mu_1} = \frac{1}{9,6 \text{ МПа} \cdot \text{с/м}} \approx 0,104 \text{ м}/(\text{МПа} \cdot \text{с})$$

– в случае без уплотнителя:

$$\sigma_2 = \frac{1}{\mu_2} = \frac{1}{26,2 \text{ МПа} \cdot \text{с/м}} \approx 0,038 \text{ м}/(\text{МПа} \cdot \text{с})$$

Тогда итоговый результат имеет следующий вид:

- 1) $\sigma_n \approx 0,139 \text{ м}/(\text{МПа} \cdot \text{с})$ – текучесть в номинале;
- 2) $\sigma_1 \approx 0,104 \text{ м}/(\text{МПа} \cdot \text{с})$ – текучесть с уплотнителем;
- 3) $\sigma_2 \approx 0,038 \text{ м}/(\text{МПа} \cdot \text{с})$ – текучесть без уплотнителя.

Графическое изображение текучести жидкости различного значения продемонстрировано на рис. 3.

Из проведенных анализов вытекает следующий вывод: гидроцилиндр, работающий без уплотнителя, выходит из строя или изнашивается в более краткий срок, чем при использовании уплотнителя.

Если сопоставить процентное отношение гидроцилиндра, работающего без уплотнителя и с уплотнителем, то давление на жидкость уменьшается в 2,22 раза, вязкость жидкости уменьшается в 2,73 раза, текучесть жидкости увеличивается в 2,74 раза.

Таким образом, установление уплотнителя в гидроцилиндре оказывается целесообразным, эффективным и экономичным решением.

Библиографический список:

1. Коваль П.В. Гидравлика и гидропривод горных машин: Учебник для вузов по специальности «Горные машины и комплексы». – Москва: «Машиностроение», 1979. – 319 с.
2. Башта Т.М. Машиностроительная гидравлика. – Москва: «Машиностроение», 1971. – 138 с.
3. Воронин А.В. Моделирование технических систем: учебное пособие. Томский политехнический университет. – Томск: Изд-во Томского политехнического университета, 2013. – 130 с.
4. Аюпов В.В. Математическое моделирование технических систем: учебное пособие. – Пермь: ИПЦ «Прокрость», 2017. – 242 с.
5. Абдуазизов Н.А., Нормуминов Н.Н., Куддосhev P.T. Анализ влияния температуры и вязкости рабочей жидкости на надежность работы карьерного оборудования // Горный вестник Узбекистана. – № 2(57). – Навои, 2014. – С. 78-83.
6. Абдуазизов Н.А., Тoшов Ж.Б. Анализ влияния температуры рабочей жидкости на работоспособность гидравлических экскаваторов // Горный вестник Узбекистана. – № 3(78). – Навои, 2019. – С. 89-92.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA”, 2022, № 4 (91) pp. 87-90

MATHEMATICAL CALCULATION AND COMPARATIVE ANALYSIS OF THE HYDRAULIC CYLINDER LIQUID PROPERTIES USING A SEAL

Abduazizov N.A., Vice-Rector for Academic Affairs, Doctor of Technical Sciences, Professor.

Khudaiberdiev O.Zh., Associate Professor of the Department of Higher Mathematics and Information Technologies, PhD.

Norov G.M., Assistant of the Department of Higher Mathematics and Information Technologies.

Karabekyan S.Kh., Assistant of the Department of Higher Mathematics and Information Technologies.

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

This article considers the problem of determining the value of fluid property parameters in a hydraulic cylinder, such as pressure, viscosity and fluidity. Depending on the contamination that enters the hydraulic cylinder, with and without a sealant, the relationship and dynamic effects of these parameters are determined. The problem was solved and calculations were carried out for the corresponding characteristics of the liquid and a comparative analysis, the results are shown in graphical form.

Keywords: density, seal, pressure, viscosity, fluidity, hydraulic cylinder, protective rings, hydraulic cylinder rod, fluid velocity, dispersion fluid, resistance force.

Bibliographic list:

1. Koval P.V. Hydraulics and hydraulic drive of mining machines: A textbook for universities in the specialty "Mining machines and complexes". – Moscow: "Mashinostroenie", 1979. – 319 p.
2. Bashta T.M. Mechanical engineering hydraulics. – Moscow: "Mashinostroenie", 1971. – 138 p.
3. Voronin A.V. Modeling of technical systems: textbook. Tomsk Polytechnic University. – Tomsk: Publishing House of Tomsk Polytechnic University, 2013. – 130 p.
4. Ayupov V.V. Mathematical modeling of technical systems: textbook. – Perm: CPI "Prokrost", 2017. – 242 p.
5. 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. – No. 2(57). – Navoi, 2014, pp. 78-83.
6. 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. – No. 3(78). – Navoi, 2019, pp. 89-92.

IMPROVEMENT OF THE FILTER SHELL OF THE QUARRY EXCAVATOR COMPRESSOR



Atakulov L.N.,
Professor

of the Mining Electromechanics Department of the Navoi State University Mining and Technologies, Doctor of Technical Sciences



Khaidarov Sh.B.,
Senior Lecturer

Mining Electromechanics Department of the Navoi State University Mining and Technologies



Raykhanova G.E.,

Dean of the Faculty of Mining and Metallurgy of the Almaty branch of NUST MISIS, Candidate of Technical Sciences, Associate Professor

Ushbu maqolada karyer ekskavatorlari kompressor uskunasini uzoq muddat, samarador va sifatli ishlashi kompressor filtr qobig'ini takomillashtirib hamda qobiq diffuzoriga metall yo'naltirgichlar o'rnatilishini nazariy va amaliy natijalari ko'rib chiqilgan.

Tayanch iboralar: karyer, ekskavator, kompressor, filtr, qobiq, diffuzor, metall yo'naltirgich, tormoz tizimi, tsilindr.

В данной статье рассмотрены теоретические и практические результаты долговременной, эффективной и качественной эксплуатации компрессорного оборудования карьерных экскаваторов за счет усовершенствования корпуса фильтра компрессора и установки металлических направляющих на диффузорный корпус.

Ключевые слова: карьер, экскаватор, компрессор, фильтр, корпус, диффузор, металлическая направляющая, тормозная система, цилиндр.

The compressed air system of the compressor unit serves for signaling, braking of winch drives that lift and lower the bucket and move the bucket handle back and forth, reducer drives that serve to turn the excavator, and reducer electric drives that move the excavator. The long-term operation of the compressor equipment depends on the filters.

The service of the compressor equipment, which delivers compressed air to the brake cylinders, is invaluable in stopping the movement mechanisms of the working members of excavators at the right time. To do this, the compressor and its equipment must be of good quality, reliable and efficient. The role of the air filter is great [1, 2, 5].

Excavator compressor equipment uses cylindrical filters. When the excavator is operating in very dusty conditions, the interval between replacement of the compressor filter increases by 1.5-2 times. If the air filter is not replaced in time, dust will enter the inside of the compressor unit and disable the piston and ring washers, resulting in the compressed

air being less compressed and more efficient [3]. Therefore, there should be no problem for the brake system in excavators, long-term operation of the compressor equipment depends on the filter and filter shell will depend (picture 1).

The volume between the filter device and the shell is determined by the following formula:

$$V_1 = h \cdot S_1 \Rightarrow S_1 = \frac{(R_1 - R_2 - l_1)^2 \cdot \pi}{2};$$

$$V_1 = \frac{h \cdot \pi}{2} (R_1 - R_2 - l_1)^2 \Rightarrow m_1 = \rho_{h1} \cdot V_1 = \rho_{h1} \cdot \frac{h \cdot \pi}{2} (R_1 - R_2 - l_1)^2$$

The volume of air passing through the filter device is determined by the following formula:

$$V_2 = h \cdot S_2 \Rightarrow S_2 = \frac{(R_2)^2 \cdot \pi}{2} \Rightarrow m_2 = \rho_{h2} \cdot V_2 = \rho_{h2} \cdot V_2 = \rho_{h2} \cdot \frac{h \cdot \pi}{2} (R_2)^2;$$

$$V_2 = \rho_{h2} \cdot \frac{h \cdot \pi}{2} (R_2)^2.$$

According to the law of conservation of energy, the kinetic energy equation is derived: $\sum W_1 = E_{k1}$; $\sum W_1 = -A_1 + E_{k2}$;

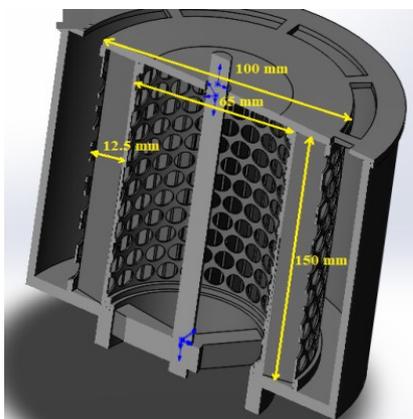
$$\sum W_1 = -F_{resist1} \cdot l_1 + E_{k2}; \quad E_{k1} = -F_{resist1} \cdot l_1 + E_{k2}$$

The work done by the resistance of the filter device is determined by the following formula: $A_1 = -F_{resist1} \cdot l_1$

The kinetic energy entering the filter device is determined by the following formula:

$$E_{k1} = \frac{m_1 g_1^2}{2} = \rho_{h1} \cdot \frac{h \cdot \pi \cdot (R_1 - R_2 - l_1)^2 \cdot g_1^2}{4}.$$

The amount of energy passed through the filter device is determined by the following formula:



Picture 1. Air filter the theoretical air intake, pressure applied to them, resistance forces, retention of dust particles used in excavator compressors were considered

$$E_{k2} = \frac{m_2 \cdot g_2^2}{2} \Rightarrow \rho_{h2} \cdot \frac{h \cdot \pi \cdot (R_2)^2 \cdot g_2^2}{4} \cdot \rho_{h2} \cdot \frac{h \cdot \pi \cdot (R_2)^2 \cdot g_2^2}{4}$$

The resistance of the filter device is determined by the following formula: $F_{resis\eta} = m_1 \cdot \frac{\Delta g_1}{\Delta t} \cdot S_1$; $F_{resis\eta} = m_1 \cdot \frac{g_2 - g_1}{\Delta t} \cdot S_1$

The difference in air mass velocities as it passes through the filter device is determined: $\Delta g_1 = g_2 - g_1$

The coefficient of resistance of the filter device is determined by the following formula: $S = 1 - (1 - \frac{d}{m})^2$

The resistance of the filter device is determined by the following formula [4, 7, 8]: $F_{resis\eta} = m_1 \cdot \frac{g_2 - g_1}{\Delta t} (1 - (1 - \frac{d}{m})^2)$

Δt – filter device transition time;
 S_1 – filter device resistance coefficient. $\frac{E_{k2} - E_{k1}}{m_1 \cdot \frac{g_2 - g_1}{\Delta t} \cdot (1 - (1 - \frac{d}{m})^2)} = \frac{E_{k2} - E_{k1}}{l_1}$

The amount of dust remaining in the filter is determined by the following formula:

- $m_1 - m_2 = m$ – the amount of dust in the filter, kg.
- h – filter height, m;
- R_1 – total radius, m;
- R_2 – radius after the grid, m;
- l – filter width, m;
- V_1 – the volume between the filter and the shell, m^3 ;
- V_2 – volume after filter, m^3 ;
- m_1 – the mass of air between the filter and the shell, kg;
- m_2 – air mass after filter, kg;
- E_{k1} – kinetic energy between the shell and the filter, J;
- E_{k2} – kinetic energy after the filter, J.

EKG-10, EKG-5A, EKG-8I Excavators are considered in the example of the compressor equipment filter, the amount of dust aspirator PU-4E was determined by means of a device and the weight of the powder was weighed using a Mettler Toledo device scale AFA-VP-20 the amount of dust trapped by the alonge filter was measured. The results of the measurements showed that the average amount of dust in the alonge filter 0,0133 grams.

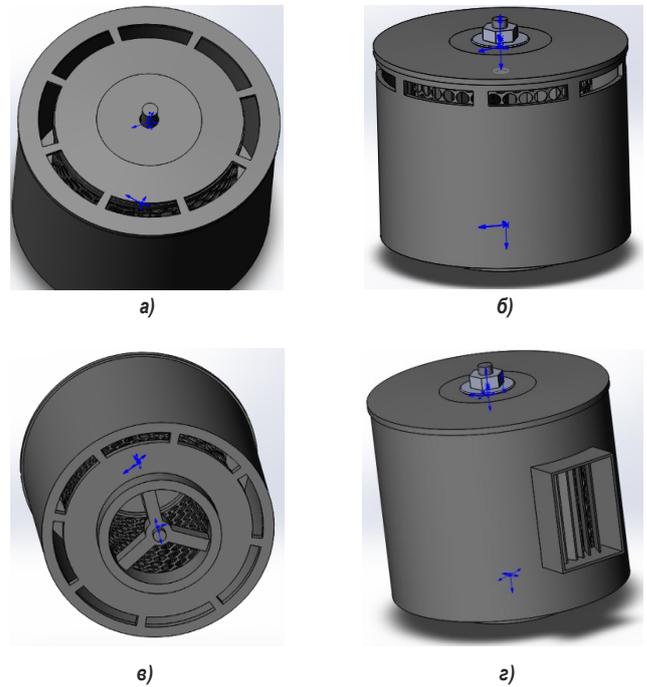
Picture 2 shows the filter shells, in the picture 2a if it takes into account the ingress of air from the top of the filter shell, heavy dust will accumulate inside the shell and cause the filter to fail quickly. In the picture 2b if it takes into account the ingress of air from the sides of the upper part of the shell, it will first disable the part of the air filter passing through the shell at that point. In the picture 2c in the ingress of air from the lower side of the shell ensures that heavy dust does not accumulate in the filter, but the filter is left unused from the top. In the picture 2d, the air enters from the side of the shell and distributes the air in it, the installation of guides ensures that air passes through all parts of the filter.

The task of trapping the amount of dust in the air as it passes through the filter was accomplished by modernizing the air filter design.

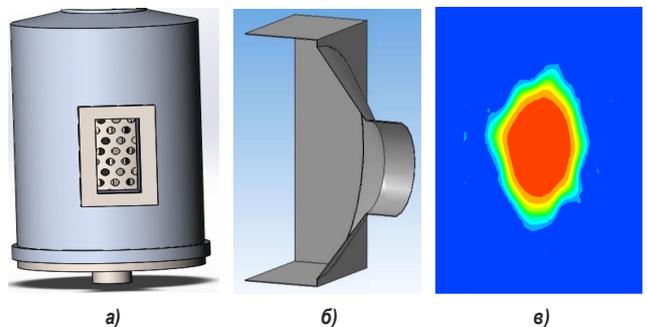
3a the picture shows the shell of the filter device, which is made of metal in the form of a cylindrical shell, inside which is placed the filter device.

3b in the picture is the diffuser of the shell, which is the air inlet. 3c the figure depicts the direct effect of air and airborne dust on the filter device.

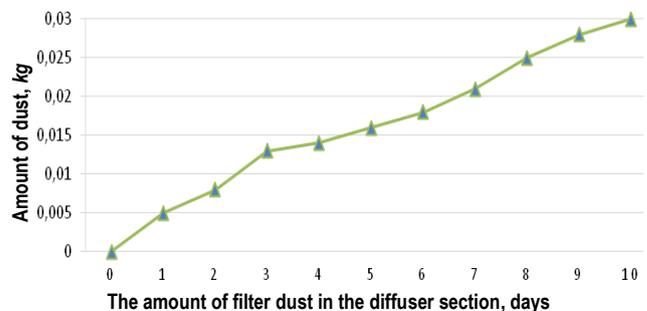
4 the figure shows a graph of the amounts of dust particles in the filter trapped around the diffuser section as a result of 10 days of experiments on excavator compressor equipment filters.



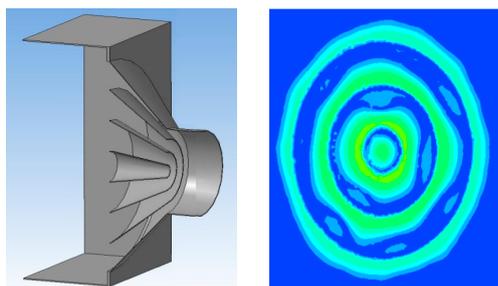
Pictures 2. Filter device shells: a – air ingress from the top of the filter device shell; **b** – air ingress from the sides of the upper part of the shell; **c** – air intake from the lower side of the shell; **d** – air ingress from the side of the shell



Pictures 3. Filter device: a – shell; **b** – shell diffuser; **c** – direct exposure of air and airborne dust to the filter device



Pictures 4. Indicators of the amount of dust trapped in the filter diffuser section

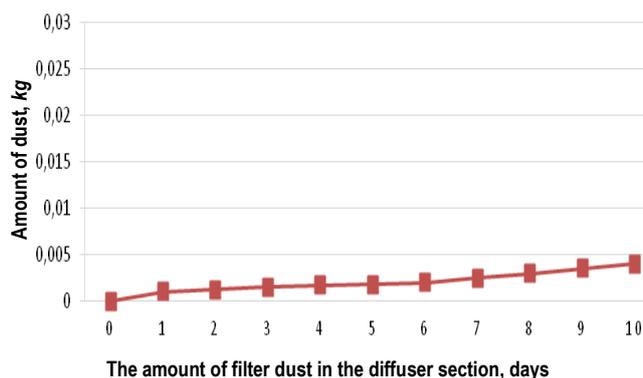


Pictures 5. Metal guide in diffuser: a – diffuser distributing air to the shell; b – distribution of distributed air to the filter

5a the distribution of air to all points of the air filter as a result of the installation of metal guides in the filter shell diffuser in the figure was also considered in the ANSYS program.

As a result, the air passing through the inlet of the filter device is distributed along the filter shell and the processing time is increased without damaging the filter (pictures 6).

EKG-8I №34, EKG-8I №36, EKG-5A the amount of dust particles in the filter trapped around the diffuser section is plotted when experiments



Pictures 6. Indicators of the amount of dust trapped in the filter diffuser section

were carried out for 10 days with the installation of metal guides in the filter diffuser of the compressor equipment of excavators.

As a result of experimental studies, the installation of metal guides in the diffuser of the filter shell increased the service life without damaging the filter by 6 times and increased the service life of the compressor by 1,15 times.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2022, № 4 (91) pp. 91-93

IMPROVING THE FILTER HOUSING OF A QUARRY EXCAVATOR COMPRESSOR

¹*Atakulov L.N., Professor of the Mining Electromechanics Department, Doctor of Technical Sciences.*

¹*Khaidarov Sh.B., Senior Lecturer, Mining Electromechanics Department.*

²*Raykhanova G.E., Dean of the Faculty of Mining and Metallurgy, Candidate of Technical Sciences, Associate Professor.*

¹*Navoi State University Mining and Technologies. Navoi, Uzbekistan.*

²*Almalyk branch of NUST MISIS. Almalyk, Uzbekistan.*

This article considers theoretical and practical results of prolonged, efficient and quality operation of the compressor equipment of quarry excavators due to improvement of the compressor filter housing and installation of metal guides on the diffuser housing.

Keywords: quarry, excavator, compressor, filter, housing, diffuser, metal guide, brake system, cylinder.

Bibliographic list:

1. Vetoshkin A.G. Processes and devices for dust cleaning. Educational Aid. – Penza: Publishing House of Penza State University, 2005, pp. 15-18.
2. Filkin N.Yu. Gas dynamics of the flow path of vacuum and compressor equipment: method. instructions / comp. – Omsk: Publishing House of OmGTU, 2012, pp. 13-35.
3. Kabakov A.N. Compressor stations. Equipment and facilities. Fundamentals of design: a tutorial. – Omsk: Publishing House of OmGTU, 2009, pp. 12-24.
4. Loitsyansky L.G. Mechanics of liquid in gas. – M.: Bustard, 2003. – 846 p.
5. Kurin V.V. Fundamentals of mechanics sploshniks sred. – Nizhny Novgorod, 2010. – 540 p.
6. Aliev G.M. Technique of dust collection and purification of industrial gases. - M.: Metallurgiya, 1986. – 544 p.
7. Khaidarov Sh.B., Atakulov L.N., Khudaiberdiev O.J., Zairova F.Yu. Mathematical modeling calculation of six airflow through the filtration device. Gornyy vestnik Uzbekistana. No. 4 (87). – Navoi, 2021, pp. 59-62.
8. Kobernichenko V.G. Calculation and design of digital filters. Teaching aid. – Yekaterinburg: Ural University Press, 2013. pp. 8-23.

РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ ПРОЦЕССА ОБРАБОТКИ ФРЕЗЕРОВАНИЕМ С ТРЕМЯ СТЕПЕНЯМИ СВОБОДЫ



Эгамбердиев И.П.,
и.о. профессора кафедры
«Технология машиностроения»
НГГТУ, д.т.н.



Очилов У.Ю.,
ассистент кафедры
«Технология машиностроения»
НГГТУ



Мамадияров А.Ж.,
ассистент кафедры
«Технология машиностроения»
НГГТУ



Хамроев Н.Н.,
ассистент кафедры
«Технология машиностроения»
НГГТУ

Ushbu tadqiqot turli darajadagi kuchlarni bashorat qilish uchun matematik modelni ishlab chiqishga qaratilgan. Materialni frezalash orqali ishlov berish jarayonida ishlov beriladigan qismning materialiga va asbobga ta'sir qiluvchi kuchlarni keltirib chiqaradi. Frezalash jarayonida ishtirok etadigan kuchlar miqdoriy jihatdan aniqlanishi mumkin, matematik modellarni bu kuchlarni bashorat qilishga yordam beradi.

Tayanch iboralar: matematik model, frezalash jarayoni, tebranish, dinamik kesish qalinligi, uch erkinlik darajasi.

Настоящее исследование направлено на разработку математической модели для прогнозирования сил на разных уровнях. Обработка материала фрезерованием вызывает силы, которые действуют на материал обрабатываемой детали и на инструмент. Силы, участвующие в процессе фрезерования, могут быть определены количественно, где математические модели помогают прогнозировать эти силы.

Ключевые слова: математическая модель, процесс фрезерования, вибрация, динамическая толщина резания, три степени свободы.

Фрезерование часто является основной операцией резания при обработке штампов и форм, где необходима обработка сложных форм с различными наклонами, углами, тонкими стенками и т. д. Режущий инструмент следует трохоидальному движению, при котором режущие кромки периодически входят в зацепление с материалом и выходят из него, что приводит к прерывистому процессу резания. В отличие от других процессов обработки, фрезерование имеет специфические характеристики, которые затрудняют моделирование процесса. Одним из них является геометрическая характеристика режущей кромки.

Разнообразие форм инструментов слишком велико, чтобы найти общую геометрическую модель, которая правильно представляла бы фрезерные инструменты. Классический подход в литературе заключался в разработке моделей фрезерования для каждой формы фрезы.

Более того, геометрия режущей кромки и технология подготовки, используемая для достижения этой геометрии, оказывают сильное влияние на силы резания и образование стружки [1-4]. Авторы [1-3] обнаружили, что регенерация толщины стружки является основной причиной вибрации. На основе теории управления с обратной связью, Мерритт [5] предложил диаграмму лепестков устойчивости для анализа регенеративных колебаний.

Позже авторы [4-6] предложили аналитическую модель для прогнозирования вибрации процесса измельчения, т. е. знаменитую аппроксимацию нулевого порядка (ZOA).

Однако модель ZOA не смогла бы предсказать зону устойчивости в случае небольшого радиального погружения. Чтобы исправить это, Мердол и другие [5-11] разработали многочастотный метод. Метод временной области – еще один способ изучения стабильности процесса измельчения. Поскольку моделирование во

временной области может синтетически учитывать влияние геометрии фрезы и динамики конструкции, оно может обеспечить более высокую точность. Многие исследователи [6-15] использовали метод временной области для прогнозирования стабильности процесса измельчения.

Кинематика фрезерования.

Фрезерование представляет собой прерывистую многоточечную операцию, которая включает подачу заготовки во вращающуюся фрезу.

Операцию фрезерования можно разделить на две категории: периферийное и торцевое фрезерование. При периферийном фрезеровании поверхность реза параллельна оси режущего инструмента.

При торцевом фрезеровании рабочая поверхность перпендикулярна режущему инструменту. Кроме того, фрезерование также можно разделить на два основных направления, как показано на рис. 1. Фрезерование, при котором фреза вращается против подачи заготовки, известно как встречное или обычное фрезерование (рис. 1а). Здесь толщина стружки начинается с нулевой толщины и увеличивается до максимума.

Ориентация, при которой заготовка подаётся в направлении вращения фрезы (рис. 1б) известна как попутное фрезерование: здесь каждый зуб входит в зацепление с материалом в определенной точке, а ширина резания достигает максимума и уменьшается до нуля.

Кроме того, мгновенная толщина стружки для фрезерования описана на рис. 2. В любой мгновенный момент времени толщина стружки может быть рассчитана на основе текущего положения зуба и координат поверхности заготовки, представляющих поверхность от предыдущего прохода зуба. Кроме того, боковой контакт

или интерференционная область (площадь или объем) между только поверхностью реза и текущим положением инструмента затем определяется на основе заднего угла и максимально допустимой контактной длины интерференции (длины боковой поверхности). Этот натягивающий контакт (площадь или объем) затем используется для расчета нормальных сил, возникающих из-за механизма демпфирования процесса. Предполагается, что материал заготовки, в который проникла боковая поверхность, пластически деформируется так, что он следует за боковой поверхностью.

Теперь поясняются детали расчета толщины стружки при фрезеровании и объёма контакта с натягом.

Математическая модель фрезерования.

В процессе изготовления деталей неизбежно возникает регенеративная вибрация в осевом направлении фрезы и заготовки, поэтому традиционная модель плоскостного фрезерования не может быть удовлетворена. Следовательно, нам необходимо создать модель фрезерования с тремя степенями свободы на основе предыдущей модели высокоскоростного резания с двумя степенями свободы, чтобы проанализировать стабильность вибрации в системе с несколькими степенями свободы.

Как видно на рис. 3, динамическое дифференциальное уравнение системы фрезерования по трем направлениям хуз можно выразить следующим образом:

$$\begin{cases} m_x \ddot{x}(t) + c_x \dot{x}(t) + k_x x(t) = F_x \\ m_y \ddot{y}(t) + c_y \dot{y}(t) + k_y y(t) = F_y \\ m_z \ddot{z}(t) + c_z \dot{z}(t) + k_z z(t) = F_z \end{cases} \quad (1)$$

Преобразовав дифференциальное уравнение в матричный вид, получим:

$$\begin{bmatrix} m_x & 0 & 0 \\ 0 & m_y & 0 \\ 0 & 0 & m_z \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \ddot{x}(t) \\ \ddot{y}(t) \\ \ddot{z}(t) \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} c_x & 0 & 0 \\ 0 & c_y & 0 \\ 0 & 0 & c_z \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \dot{x}(t) \\ \dot{y}(t) \\ \dot{z}(t) \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} k_x & 0 & 0 \\ 0 & k_y & 0 \\ 0 & 0 & k \end{bmatrix} \begin{bmatrix} x(t) \\ y(t) \\ z(t) \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} k(t) \\ k(t) \\ k(t) \end{bmatrix} \quad (2)$$

где F_i, k_i, c_i, m_i ($i = x, y, z$) представляет силу резания, жесткость, демпфирование и модальную массу фрезы при трёх степенях свободы x, y , и z соответственно $x(t), y(t), z(t)$ представляет собой виброперемещение фрезы в направлении x, y и z соответственно, представляет силу резания фрезы в направлении x, y и z соответственно.

Поскольку толщина резания является очень важным фактором, влияющим на регенеративную вибрацию, а основным вычислением динамической толщины резания является контактный угол резания, необходимо сначала изучить контактный угол в процессе фрезерования. Радиальный контактный угол резания можно определить, как:

$$\phi_j = \frac{2\pi n}{60} t + \frac{2\pi}{N} (j-1) \quad (2')$$

где n – частота вращения шпинделя, об/мин;

N – число зубьев фрезы, j – j -й зуб.

Толщина резки используется как:

$$h(\phi_j) = h_s(\phi_j) + h_d(\phi_j) \quad (3)$$

$$h_s(\phi) = f \sin \phi \sin \delta \quad (4)$$

$$h_d(\phi_j) = v_0 - v \quad (5)$$

где δ – осевой контактный угол;

$h_s(\phi_j)$ – статическая толщина резания;

$h_d(\phi_j)$ – динамическая толщина резания;

f – подача на зуб;

v_0 – динамическое смещение зубьев фрезы в первый период фрезы T ;

v – динамическое смещение текущих зубьев фрезы.

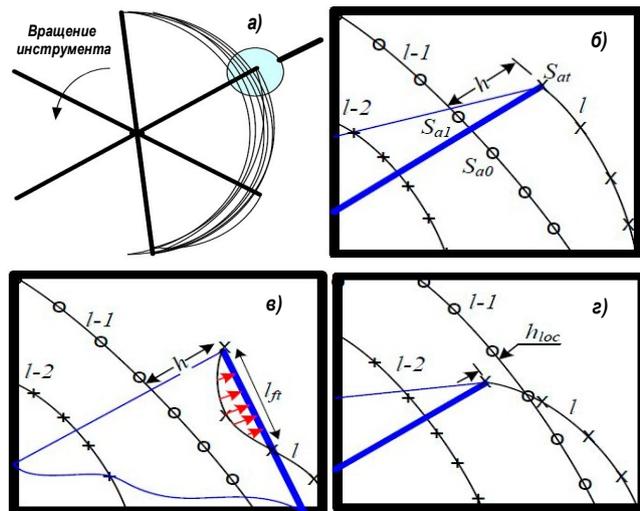


Рис. 1. Моделирование мгновенной толщины стружки для инструмента с шестью зубьями

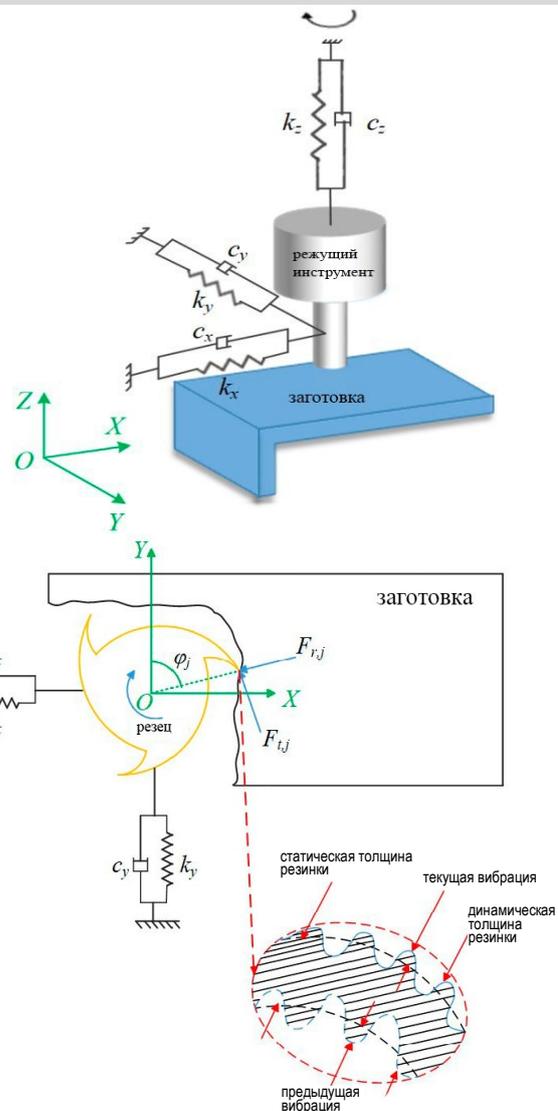


Рис. 2. Динамическая модель фрезерной системы

Поскольку статическая толщина резания не влияет на вибрацию при фактической обработке, при динамическом моделировании толщины резания учитывается только динамическая толщина резания $h(\phi_j, \delta)$. Поэтому моделирование толщины резки используется для моделирования динамической толщины резки. В системе с тремя степенями свободы динамическая толщина резки записывается следующим образом:

$$h(\phi_j, \delta) = \begin{bmatrix} \Delta x \\ \Delta y \\ \Delta z \end{bmatrix}^T \begin{bmatrix} \sin \phi_j \sin \delta \\ \cos \phi_j \sin \delta \\ -\cos \delta \end{bmatrix} \quad (6)$$

где

$$\begin{bmatrix} \Delta x \\ \Delta y \\ \Delta z \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} x(t) - x(t-T) \\ y(t) - y(t-T) \\ z(t) - z(t-T) \end{bmatrix} \quad (7)$$

Динамическая сила резания зависит от коэффициента силы резания и толщины резания. Уравнение выражается следующим образом:

$$dF_i = g(\phi_j) K_i a h(\phi_j) \quad (8)$$

где K_i ($i = t, r, a$) представляет коэффициенты тангенциальной, радиальной и осевой силы резания соответственно. В качестве функции единичного шага $g(\phi_j)$ используется для определения того, находятся ли зубья фрезы в состоянии резания:

$$g(\phi_j) = \begin{cases} 1 & \phi_{st} < \phi_j < \phi_{ex} \\ 0 & \phi_j < \phi_{st} \text{ or } \phi_j > \phi_{ex} \end{cases} \quad (9)$$

где ϕ_{st} – угол врезания фрезы;

ϕ_{ex} – угол съезда фрезы в процессе резания.

Когда $g(\phi_j)$ равно 1, зубья фрезы входят в состояние резания. Подставляя уравнение (6) в уравнение (8), мы можем получить полную модель силы резания:

$$\begin{bmatrix} dF_t \\ dF_r \\ dF_a \end{bmatrix} = g(\phi_j) K_i a \begin{bmatrix} \Delta x \\ \Delta y \\ \Delta z \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \sin \phi_j \sin \delta \\ \cos \phi_j \sin \delta \\ -\cos \delta \end{bmatrix} \quad (10)$$

В соответствии с матрицей преобразования пространственных координат тангенциальные, радиальные и осевые силы резания проецируются на ось x, y, z пространственной системы координат соответственно, что выражается как:

$$\begin{bmatrix} dF_x \\ dF_y \\ dF_z \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} -\cos \phi_j & -\sin \phi_j \sin \delta & -\sin \phi_j \cos \delta \\ \sin \phi_j & -\cos \phi_j \sin \delta & -\cos \phi_j \cos \delta \\ 0 & \cos \delta & -\sin \delta \end{bmatrix} \begin{bmatrix} dF_t \\ dF_r \\ dF_a \end{bmatrix} \quad (11)$$

Тогда результирующая сила резания в направлении x, y, z может быть выражена как:

$$\begin{bmatrix} F_x \\ F_y \\ F_z \end{bmatrix} = \sum_{j=1}^N \sum_{l=1}^m \frac{g(\phi_j) dz}{\sin \delta} \begin{bmatrix} -\cos \phi_j & -\sin \phi_j \sin \delta & -\sin \phi_j \cos \delta \\ \sin \phi_j & -\cos \phi_j \sin \delta & -\cos \phi_j \cos \delta \\ 0 & \cos \delta & -\sin \delta \end{bmatrix} \cdot \begin{bmatrix} K_t \\ K_r \\ K_a \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \sin \phi_j \sin \delta \\ \cos \phi_j \sin \delta \\ -\cos \delta \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \Delta x \\ \Delta y \\ \Delta z \end{bmatrix} \quad (12)$$

Преобразуем уравнение (12) в следующее выражение:

$$\begin{bmatrix} F_x \\ F_y \\ F_z \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} K_{xx} & K_{xy} & K_{xz} \\ K_{yx} & K_{yy} & K_{yz} \\ K_{zx} & K_{zy} & K_{zz} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \Delta x \\ \Delta y \\ \Delta z \end{bmatrix} = K \begin{bmatrix} \Delta x \\ \Delta y \\ \Delta z \end{bmatrix} \quad (13)$$

где $K_{xx}, K_{xy}, K_{yx}, K_{yy}, K_{yz}, K_{zx}, K_{zy}$ и K_{zz} – динамические коэффициенты силы резания.

$$\begin{cases} K_{xx} = \sum_{j=1}^N \sum_{l=1}^m \frac{g(\phi_j) dz}{\sin \delta} \sin \phi_j \sin \delta \times (-K_t \cos \phi_j - K_r \sin \phi_j \sin \delta - K_a \sin \phi_j \cos \delta) \\ K_{xy} = \sum_{j=1}^N \sum_{l=1}^m \frac{g(\phi_j) dz}{\sin \delta} \cos \phi_j \sin \delta \times (-K_t \cos \phi_j + K_r \sin \phi_j \sin \delta + K_a \sin \phi_j \cos \delta) \\ K_{xz} = \sum_{j=1}^N \sum_{l=1}^m \frac{g(\phi_j) dz}{\sin \delta} \cos \phi_j \sin \delta \times (K_t \cos \phi_j + K_r \sin \phi_j \sin \delta + K_a \sin \phi_j \cos \delta) \\ K_{yx} = \sum_{j=1}^N \sum_{l=1}^m \frac{g(\phi_j) dz}{\sin \delta} \sin \phi_j \sin \delta \times (K_t \sin \phi_j - K_r \cos \phi_j \sin \delta - K_a \sin \phi_j \cos \delta) \\ K_{yy} = \sum_{j=1}^N \sum_{l=1}^m \frac{g(\phi_j) dz}{\sin \delta} \cos \phi_j \sin \delta \times (K_t \sin \phi_j - K_r \cos \phi_j \sin \delta - K_a \cos \phi_j \cos \delta) \\ K_{yz} = \sum_{j=1}^N \sum_{l=1}^m \frac{g(\phi_j) dz}{\sin \delta} \cos \delta \times (-K_t \sin \phi_j + K_r \cos \phi_j \sin \delta + K_a \cos \phi_j \cos \delta) \\ K_{zx} = \sum_{j=1}^N \sum_{l=1}^m \frac{g(\phi_j) dz}{\sin \delta} \sin \phi_j \sin \delta \times (K_t \cos \delta - K_a \sin \delta) \\ K_{zy} = \sum_{j=1}^N \sum_{l=1}^m \frac{g(\phi_j) dz}{\sin \delta} \cos \phi_j \sin \delta \times (K_t \cos \delta - K_a \sin \delta) \\ K_{zz} = \sum_{j=1}^N \sum_{l=1}^m \frac{g(\phi_j) dz}{\sin \delta} \cos \delta \times (-K_t \cos \delta + K_a \sin \delta) \end{cases} \quad (14)$$

Подставляя уравнение (14) в уравнение (1), модель динамики фрезерования с тремя степенями свободы с симметричными динамическими параметрами может быть выражено как:

$$\begin{bmatrix} m_x & 0 & 0 \\ 0 & m_y & 0 \\ 0 & 0 & m_z \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \ddot{x}(t) \\ \ddot{y}(t) \\ \ddot{z}(t) \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} 2m_x \omega_n & 0 & 0 \\ 0 & 2m_y \omega_n & 0 \\ 0 & 0 & 2m_z \omega_n \end{bmatrix} \begin{bmatrix} \dot{x}(t) \\ \dot{y}(t) \\ \dot{z}(t) \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} m_x \omega_n^2 & 0 & 0 \\ 0 & m_y \omega_n^2 & 0 \\ 0 & 0 & m_z \omega_n^2 \end{bmatrix} \begin{bmatrix} x(t) \\ y(t) \\ z(t) \end{bmatrix} + \begin{bmatrix} K_{xx} & K_{xy} & K_{xz} \\ K_{yx} & K_{yy} & K_{yz} \\ K_{zx} & K_{zy} & K_{zz} \end{bmatrix} \begin{bmatrix} x(t-T) \\ y(t-T) \\ z(t-T) \end{bmatrix} \quad (15)$$

Значение жесткости инструмента в этой статье рассчитывается на основе массы инструмента и собственной частоты.

В результате исследования разработана динамическая модель системы фрезерования с тремя степенями свободы, с целью анализа устойчивости к вибрациям инструмента в процессе фрезерования.

В процессе фрезерования динамическая толщина стружки рассчитывается на основе анализа кинематики фрезерования, в результате которого можно вывести уравнения, описывающие управление динамическими процессами происходящих между фрезой и обрабатываемой заготовкой.

Библиографический список:

- Altintas Y., Budak E. Analytical prediction of stability lobes in milling. *Annals // CIRP Annals*. 1995. Vol.44. Issue.1, pp. 357-362.

2. Campomanes M., Altintas Y. An Improved Time Domain Simulation for Dynamic Milling at Small Radial Immersions // *ASME Journal of Manufacturing and Science and Engineering*, 2003. Vol.125. Issue. 3, pp. 416-422.
3. Egamberdiev I.P. Spectral analysis of the oscillatory process of support assemblies on drilling machines // *International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology*. – National Institute of Science Communication and Information Resources. – India, 2018. Vol. 5. Issue 5, pp. 5958-5962.
4. Egamberdiev I.P., Atakulov L., Muminov R.O., Ashurov Kh.Kh. Research of Vibration Processes of Bearing Units of Mining Equipment // *International Journal of Advanced Trends in Computer Science and Engineering*. – September – October, 2020. Vol. 9, Issue 5, pp.7789-7793.
5. Insperger T., Stepan G. Updated semi-discretization method for periodic delay-differential equations with discrete delay // *International journal for numerical methods in engineering*. 2004. Vol. 61, pp. 117-141.
6. Ko J., Altintas Y. Time domain model of plunge milling operation // *International Journal of Machine Tools and Manufacture* - 2007, Vol. 47. Issue 9, pp. 1351-1361.
7. Lazoglu, Boz Y. and Erdim H. Five-axis milling mechanics for complex free form surfaces // *CIRP Annals – Manufacturing Technology* - 2011. Vol. 60. Issue 1, pp. 117-120.
8. Mann B.P., Bayly P.V., Davies M.A., Halley J.E. Limit cycles, bifurcations, and accuracy of the milling process // *J. Sound Vib.* 2004. Vol. 277. Issue 1-2, pp. 31-48.
9. Merdol S.D., Altintas Y. Multi frequency solution of chatter stability for low immersion milling // *ASME Journal of Manufacturing and Science and Engineering* - 2004. Vol. 126. Issue 3, pp. 459-466.
10. Merrit H.E. Theory of self-excited machine tool chatter // *ASME Journal of Manufacturing and Science and Engineering India*, 1965. Vol. 87. Issue 4, pp. 447-454.
11. Muminov R.O., Egamberdiev I.P., Ashurov Kh.Kh., Makhmudova M.F. Experimental Studies of the SBSH-250MNA-32 Mining Drilling Rig. // *International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology*, 2021. Vol. 8. Issue 11, pp. 18637-18644.
12. Wan M., Zhang W.H., Dang J.W., Yang Y. A unified stability prediction method for milling process with multiple delays // *International Journal of Machine Tools and Manufacture* -2010. Vol.50. Issue 1, pp.29-41.
13. Yaxshiyev Sh.N., Ashurov Kh.Kh., Mamadiyarov A.J. Dynamics of Spindle Assembly of Metal-Cutting Machine // *International Journal of Engineering and Advanced Technology* - 2020. Vol. 9. Issue 3, pp. 2020. 3121-3125.
14. Эгамбердиев И.П., Мирзаев А.У., Заиров Ш.Ш., Яхшиев Ш.Н. Разработка метода мониторинга технического состояния опорных узлов горного оборудования // *Наука и инновационное развитие*, 2020. Том 1. Вып. 1. – С. 114-119.

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: informz@ngmk.uz

ПРИМЕНЕНИЕ КОЛЁСНОГО ПЕРЕГОННОГО УСТРОЙСТВА ДЛЯ ПЕРЕМЕЩЕНИЯ ГИДРАВЛИЧЕСКИХ ЭКСКАВАТОРОВ ТИПА RH-40E (FS) И HITACHI EX 1200-6(7) В КАРЬЕРНЫХ УСЛОВИЯХ СЕВЕРНОГО РУДОУПРАВЛЕНИЯ



Ахатов Н.А.,
директор
СевРУ АО «НГМК»



Абдурахманов К.К.,
начальник
горного отдела СевРУ АО «НГМК»

Gusenitsali harakatlanish mexanizmi gidravlik ekskavatorlarning katta dinamik yuklarga va intensiv eskirishga eng ko'p duchor bo'lgan qismlaridan biri. Ko'kpatas koni kareyrlarining tarqoq bo'lgan sharoitida gidravlik ekskavatorlarning harakatlanishi harakatlanish mexanizmi qimmatbaho qismlarining muddatidan oldin ishdan chiqishiga olib keladi. Gidravlik ekskavatorlarning ishlamay qolishi, o'z navbatida, gidrometallurgiya zavodiga jo'natish uchun sulfidli rudalarni tayyorlash va qazib olish qolib ketishga olib keladi. G'ildirakli haydash moslamasidan foydalanish harakatlanish mexanizmining qimmatbaho qismlarini ishlash muddatini oshiradi va qazib olish joyiga etkazib berish tezligini va ish vaqtini oshiradi.

Tayanch iboralar: kon ishlari, qazib olish, kon jinslari harakati, yordamchi uskunalar, distillash moslamasi.

Гусеничная ходовая тележка наиболее подверженная большим динамическим нагрузкам и интенсивному износу часть гидравлических экскаваторов. Перемещение гидравлических экскаваторов в условиях разобщённости карьеров месторождения «Кокпатас» приводит к преждевременному выходу из строя дорогостоящих узлов и деталей ходовой тележки. Простой гидравлических экскаваторов в свою очередь приводят к отставанию от плана в подготовке и выемке сульфидной руды для отгрузки на гидрометаллургический завод. Применение колёсного перегонного устройства увеличивает срок службы дорогостоящих узлов и деталей ходовой тележки, скорость доставки к месту производства выемочных работ и время в работе.

Ключевые слова: горные работы, добыча, перемещение горных пород, вспомогательная техника, перегонное устройство.

В настоящее время горные работы на открытых горных разработках Северного РУ ведутся согласно рабочего проекта «Карьеры по отработке золотосодержащих сульфидных руд месторождений «Кокпатас» и «Даугызтау» 2 очередь» где предусмотрена отработка 28 сульфидных карьеров (из них на месторождении «Кокпатас» 27 карьеров).

Расстояние между карьерами на месторождении «Кокпатас» составляет в среднем 3,4 – 7,9 км.

Сложные горно-геологические и горнотехнические условия отработки карьеров (неравномерное и сложное расположение рудных залежей в недрах, неправильные изометрические формы рудных тел, разброшенность обрабатываемых карьерных полей) обуславливают необходимость своевременной концентрации карьерных экскаваторов по направлению горных работ для селективной добычи золотосодержащей сульфидной руды.

Обычное перемещение (перегон) тяжелого гидравлического экскаватора в карьерных условиях включает: согласование трассы перегона, подготовительные работы, отвлечение вспомогательной техники и персонала, оптимальное распределение грузопотоков карьерных автосамосвалов на загруженных участках карьеров.

Значительная доля ремонтных затрат приходится на замену ходового механизма, т.е. натяжного колеса, опорных и поддерживающих катков гусеничной ленты, гусеничных башмаков, устройства натяжения гусеничной ленты, редуктора, гидромотора механизма передвижения и др., которые приходят в негодность при длительном движении на гусеничном ходу.

В Северном рудоуправлении разработаны конструкторские чертежи и воплощены в реальность разработка колёсного перегонного устройства гидравлических экскаваторов, которое позволяет решить проблему, обеспечивая безопасную и быструю организацию перемещения гидравлических экскаваторов (рис. 1).

Колёсное перегонное устройство предназначено для перемещения гидравлических экскаваторов типа RH 40E (TEREX|O&K) общей массой 104 т и HITACHI EX 1200-6(7) общей массой 114 т. по подготовленным технологическим карьерным автодорогам.

Основным преимуществом разработанного колёсного перегонного устройства гидравлического экскаватора заключается быстрая организация работы перегона экскаватора из-за компактного габарита устройства. Перемещение гидравлического экскаватора начинается непосредственно в карьере на рабочем месте экскаватора и автосамосвала, так как всего лишь необходима площадка и автодорога для заезда экскаватора в колёсное перегонное устройство.

Принцип работы колёсного перегонного устройства гидравлического экскаватора состоит в следующем: гидравлический экскаватор заезжает траками на колёсное перегонное устройство, цепляется ковшем за кузов автосамосвала, затем траки приподнимаются и автосамосвал начинает движение, везя за собой гидравлический экскаватор (рис. 2).

Концепция применения колёсного перегонного устройства осуществляется действующей техникой в базовой комплектации, т.е. не нужно модифицировать гидравлический экскаватор и карьер.



Рис 2. Принцип работы колёсного перегонного устройства гидравлического экскаватора типа RH-40E (FS) и HITACHI EX 1200-6(7)



Рис 3. Применение колёсного перегонного устройства для перемещения гидравлических экскаваторов типа RH-40E (FS) и HITACHI EX 1200-6 (7) в производстве

ерный автосамосвал. Гидравлический экскаватор оснащен двумя тормозными механизмами ходовой части, которые интегрированы в приводы ходовой части. Необходимо отметить, что согласно утвержденным нормам расхода дизельного топлива на гидравлических экскаваторах при перегоне расход дизельного топлива составляет для HITACHI EX-1200 – 90 л на 1 моточас, для RH40E – 65 л на 1 моточас.

Согласно руководству по эксплуатации гидравлических экскаваторов скорость передвижения своим ходом составляет: для RH40E (TEREX|O&K) максимально 2,34 км/ч, максимальное тяговое усилие 650 кН; для HITACHI EX-1200 (большая/малая) 3,5/2,4 км/ч, максимальное тяговое усилие 707 кН.

Также при непрерывном движении гидравлического экскаватора через каждые 15 мин экскаватор останавливается и проверяется температура опорных катков. Если температура менее 100°C продолжается движение. При высоких температурах производится перерыв. Продолжение движения экскаватора начинается только тогда, когда температура опорных катков опустится примерно до 40° С.

Среднетехническая скорость колёсного перегонного устройства при перемещении гидравлического экскаватора в общей цепочке с карьерным автосамосвалом (БелАЗ-75583, Komatsu HD-785-7R, CAT-777E) с учётом горных условий составляет 10 км/ч.

Перемещение гидравлического экскаватора на колёсном перегонном устройстве полностью исключает фактор вибрации, которая возникает при движении по карьерным автодорогам в связи с чем затраты на техническое обслуживание экскаватора значительно снижаются.

Таким образом, срок службы ходового механизма экскаватора увеличивается.

Использование колёсного перегонного устройства гидравлического экскаватора позволяет максимально оперативно планировать работу экскаваторов в карьере в конечном счёте эти факторы повышают коэффициент полезного использования оборудования, снижают затраты на ремонт и обслуживание, расхода дизельного топлива при перегоне, повышают производительность, рентабельность всего предприятия.

При перемещении гидравлического экскаватора на колёсном устройстве весь процесс полностью контролируется машинистом экскаватора, ему не требуется покидать рабочее место, при необходимости он может в любое время дать сигнал на остановку в установленном порядке, да и плавное движение на колёсном ходу гораздо приятнее, чем тряска от гусениц (рис. 3).

Колёсно-перегонное устройство для перемещения тяжелых гидравлических экскаваторов это эффективное решение транспортных задач для горной отрасли.

ENERGETIK QURILMALARNING QIZISH HARORATINI HISOBLASH ORQALI ULARNING TEXNIK HOLATINI DIAGNOSTIKA QILISH TIZIMINI TAKOMILLASHTIRISH



Qarshibayev A.I.,
NDK va TU Energomexanika
fakulteti dekani,
t.f.d., professor



Narzullayev B.Sh.,
NDK va TU «Elektr energetikasi»
kafedrası dotsenti,
PhD

Ushbu maqolada mavjud usullardan farqli ravishda, sanoat korxonalaridagi elektr texnologik qurilmalarning ishchi mexanizmlarini harakatga keltiruvchi katta quvvatli sinxron motorlarning elektr va mexanik ko'rsatkichlari o'zgarishini hisobga olgan holda ularning qizish haroratini hisoblashning matematik modeli ishlab chiqilgan. Natijada ishlab chiqilgan matematik model sinxron motorlarning qizish haroratini hisoblashning aniqlik darajasini oshirish, motorning minimal va maksimal ishchi haroratlarini belgilash hamda uning texnik holatini muntazam ravishda diagnostika qilish imkonini bergan. Sinxron motorlarning qizish haroratini hisoblashning matematik modeli, hozirgi kunda Respublikamiz sa'noat va konchilik korxonalaridagi elektr texnologik qurilmalarning ishchi mexanizmlarini harakatga keltiruvchi katta quvvatli sinxron motorlarning qizish haroratlari bilan bog'liq muammolarning yechimi uchun dolzarb hisoblanadi. Shuningdek, sinxron motorlarning qizish haroratini hisoblashning matematik modeli, Navoiy kon-metallurgiya kombinatiga qarashli GMZ-1 zavodidagi quvvati 900 kVt bo'lgan sinxron motorlarining elektr va mexanik ko'rsatkichlari asosida qurilgan hamda adekvatlikka tekshirilgan.

Tayanch iboralar: sinxron motor, matematik model, monitoring, diagnostika, adekvatlik, mexanik ko'rsatkich, elektr ko'rsatkich, elektr texnologik qurilma, stator chulg'ami, rotor chulg'ami, quvvat isrofi, podshipnik, po'lat, magnitlanish, chulg'am izolyatsiyasi.

В данной статье в отличие от существующих методик разработана математическая модель расчёта температуры нагрева синхронных двигателей большой мощности, приводящих в действие рабочие механизмы электротехнических устройств промышленных предприятий, с учётом изменения их электрических и механических показателей. В результате, разработанная математическая модель позволила повысить уровень точности расчёта температуры нагрева синхронных двигателей, определить минимальную и максимальную рабочие температуры двигателя, регулярно проводить диагностику его технического состояния. Математическая модель расчёта температуры нагрева синхронных двигателей в настоящее время актуальна для решения задач, связанных с температурой нагрева синхронных двигателей большой мощности, приводящих в действие рабочие механизмы электро-технологических устройств промышленных и горно-добывающих предприятий нашей Республики. Также построена математическая модель расчёта температуры нагрева синхронных двигателей на основе электрических и механических параметров синхронных двигателей мощностью 900 кВт на заводе ГМЗ-1 Навоийского горно-металлургического комбината, и проверена на адекватность.

Ключевые слова: синхронный двигатель, математическая модель, контроль, диагностика, адекватность, механический индикатор, электрический индикатор, электро-технологическое устройство, обмотка статора, обмотка ротора, рассеиваемая мощность, подшипник, сталь, магнетизм, изоляция катушки.

Elektr motorlarning eng nozik elementi, uning chulg'amlarini qoplovchi izolyasiya materiali hisoblanadi. Bizga ma'lumki, stator va rotor chulg'am izolyatsiyasi maxsus lakdan tayorlanganligi sababli qizish harorati keskin oshib ketish oqibatida lak erib chulg'am simlarining bir-biriga yopishishi natijada stator va rotor chulg'am izolyatsiyasi tezda ishdan chiqadi hamda motorning xizmat davri keskin kamayadi [1;113-b]. Agar elektr motorlarning ishchi holatdagi harorati normal xarorat rejimidan oshib ketsa, nafaqat motorning xizmat davri keskin kamayadi balki, bu ortiqcha elektr energiya sarf bo'layotganidan ham dalolat beradi [2].

Hozirgi kunda katta quvvatli sinxron motorlarning energetik tizimlarida sodir bo'ladigan avariya, ularning qizish haroratlari bilan bevosita bog'liqdir, qolaversa bunday avariya motorlarning muddatdan oldin ta'mirga hamda yaroqsiz holatga kelishiga olib kelmoqda. Odatda, elektr motorlar o'ta yuklama rejimida ishlaganda qizish harorati keskin oshadi va ularga quyidagi omillar sabab bo'ladi:

– berilayotgan yuklamaga mos holda elektr motor quvvati tanlanmaganligi;

– uch fazali o'zgaruvchan tokda ishlaydigan sinxron motorlar uchun fazalardan keladigan kuchlanish notekis taqsimlanishi, natijada elektr motor nosimmetrik rejimda ishlashi;

– stator chulg'amlaridagi quvvat isrofi;

– rotor chulg'amlaridagi quvvat isrofi;

– aylanuvchi qismlarning ishqalanishi va po'lat qismlarning qayta magnitlanishi hamda ulardagi uyurma toklardan hosil bo'lgan quvvat isrofi;

– rotor podshipniklari orasidagi masofa o'zgarishi [3].

Sinxron motorlarning ish jarayonida uning turli materiallardan iborat qismlari (cho'yan korpusi, po'latdan iborat magnit sistemasi, mis cho'lg'ami va izolatsiyalovchi material) har xil haroratda qiziydi. Shuning uchun motorning qizish haroratini hisoblashda uning energomexanik ko'rsatkichlarini inobatga olgan holda hisoblash maqsadga muvofiqdir [4].

Yuqorida keltirilgan omillar asosida sinxron motorlarning umumiy haroratini quyidagicha aniqlaymiz.

Sinxron elektr motorlarning uch fazali tarmoqdan oladigan aktiv quvvati quyidagicha ifodalanadi.

$$P_0 = m_0 I_0 U_0 \cos \varphi_0 \quad (1)$$

bu yerda, m_0 – fazalar soni;

I_0 – stator chulg'amlari iste'mol qiladigan tarmoq tok;

U_0 – stator chulg'amlari qabul qiladigan tarmoq kuchlanish;

$\cos \varphi_0$ – stator chulg'amlari qabul qiladigan quvvat koeffitsienti.

Elektr motorni tarmoqdan oladigan quvvatining bir qismi stator va rotor qismlariga issiqlik miqdori sifatida beriladi, bu issiqlik miqdorining qiymati elektr motorning haroratiga salbiy ta'sir ko'rsatadi [5, 6, 7].

Elektr motorning stator va rotor qismlaridagi umumiy quvvat isrofi quyidagicha ifodalanadi:

$$\Delta P_{isrof} = \Delta P_{st} + \Delta P_{ro} = \Delta P_{mag1} + \Delta P_{el1} + \Delta P_{mag2} + \Delta P_{el2} \quad (2)$$

bu yerda ΔP_{mag1} – statoridagi magnit isrof;

ΔP_{el1} – statoridagi elektr isrof;

ΔP_{mag2} – rotordagi magnit isrof;

ΔP_{el2} – rotordagi elektr isrof.

Elektr motorlarning stator va rotor qismlarini qanday materialdan tayyorlanganini inobatga olgan holda uning har soatdagi quvvat isrofi quyidagicha ifodalanadi:

$$\Delta P_{isrof} \tau = c_p \cdot m_p (t_x - t_0) + c_m \cdot m_m (t_x - t_0) + c_h \cdot (t_x - t_0) \quad (3)$$

bu yerda c_p – po'latning solishtirma issiqlik sig'imi, $J/kg \cdot C^\circ$;

c_m – misning issiqlik sig'imi, $J/kg \cdot C^\circ$;

m_p, m_m – po'latning va misning massasi, kg;

t_x – elektr motorning umumiy harorati;

t_0 – elektr motorning boshlang'ich harorati;

c_h – atrof-muhitdagi havoning issiqlik sig'imi.

$$m_p = \rho_p \cdot V_p \quad m_m = \rho_m \cdot V_m \quad (4)$$

(3) ifodani (2) dagi m_p va m_m larning o'rinlariga qo'yisak ifoda quyidagi ko'rinishga keladi:

$$\Delta P_{isrof} \tau = c_p \cdot \rho_p \cdot V_p (t_x - t_0) + c_m \cdot \rho_m \cdot V_m (t_x - t_0) + c_h \cdot (t_x - t_0) \quad (5)$$

bu erda ρ_p, ρ_m – po'lat va misning zichliklari;

V_p, V_m – po'lat va misning hajmlari.

(5) ifodani soddalashtirib,

$$\Delta P_{isrof} \tau = (t_x - t_0) (c_p \cdot \rho_p \cdot V_p + c_m \cdot \rho_m \cdot V_m + c_h) \quad (6)$$

(6) ifodadan $t_x - t_0$ ni topamiz

$$t_x - t_0 = \frac{\Delta P_{isrof} \tau}{c_p \cdot \rho_p \cdot V_p + c_m \cdot \rho_m \cdot V_m + c_h} \quad (7)$$

(7) ifodadan t_x ni topamiz

$$t_x = \frac{\Delta P_{isrof} \tau}{c_p \cdot \rho_p \cdot V_p + c_m \cdot \rho_m \cdot V_m + c_h} + t_0 \quad (8)$$

Bunda,

$$\Delta P_{isrof} = \eta \cdot P_0 \quad (9)$$

bu yerda η – elektr motorning foydali ish koeffitsienti;

P_0 – elektr motorning tarmoqdan oladigan quvvati (Vt). Demak, (9) ifodadagi ΔP_{isrof} ning o'rniga (10) ni qo'yamiz.

$$t_x = \frac{\eta \cdot P_0 \tau}{c_p \cdot \rho_p \cdot V_p + c_m \cdot \rho_m \cdot V_m + c_h} + t_0 \quad (10)$$

(10) ifodadagi P_0 ning o'rniga (1) ifodani qo'yamiz, shunda elektr motorning umumiy harorati (10) formula quyidagi ko'rinishga ega bo'ladi:

$$t_x = \frac{\eta \cdot m_0 I_0 U_0 \cos \varphi_0 \tau}{c_p \cdot \rho_p \cdot V_p + c_m \cdot \rho_m \cdot V_m + c_h} + t_0 \quad (11)$$

Demak, (11) formula orqali elektr motorning umumiy qizish haroratini aniqlasak bo'ladi. Podshipnik shariklarning bir-biri bilan ishqalanishi natijasida ular yemiriladi, natijada rotor bilan stator orasidagi masofa qisqaradi. Bu holat elektr motorning ortiqcha elektr energiya iste'mol qilishiga hamda elektr motorning qizish haroratini ortishiga salbiy ta'sir ko'rsatadi. Biz bu jarayonni umumiy qilib rotorning vibratsiya koeffitsienti k_{vib} deb ataymiz.

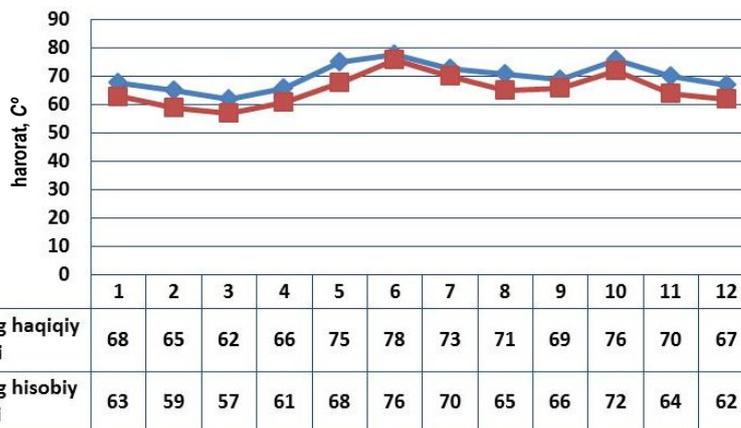
Rotorning vibratsiya koeffitsientini elektr motorning umumiy qizish harorati t_x ga bog'lasak (11) formula quyidagicha bo'ladi.

$$t_x = \frac{\eta \cdot m_0 I_0 U_0 \cos \varphi_0 \tau}{c_p \cdot \rho_p \cdot V_p + c_m \cdot \rho_m \cdot V_m + c_h} k_{vib} + t_0 \quad (12)$$

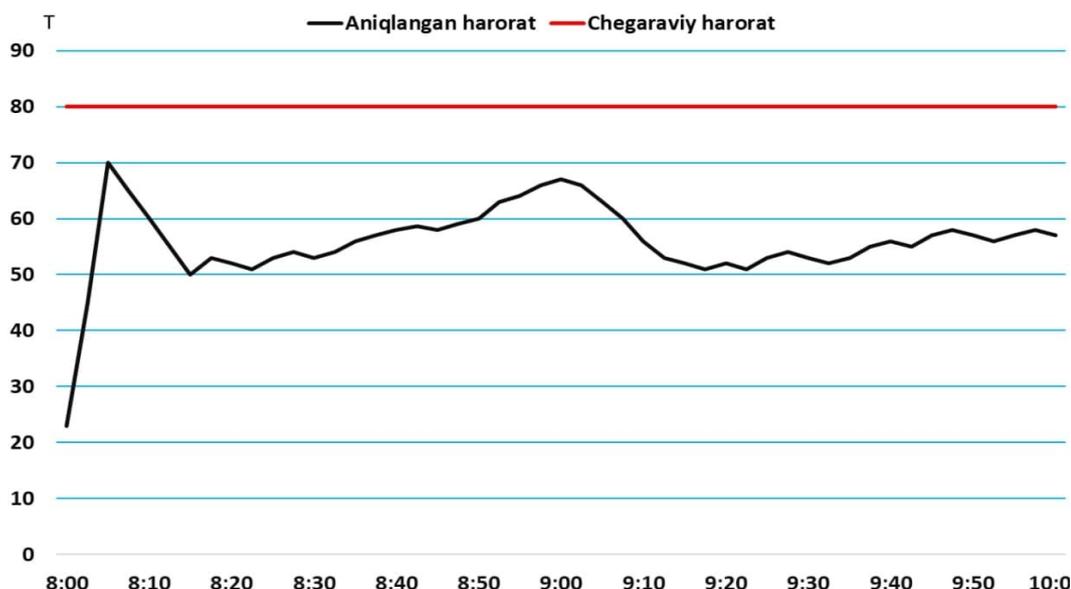
bu yerda k_{vib} – koeffitsientning qiymati motorning rotor aylanish tezligiga qarab tanlanadi.

1-jadval
Modellashtirish natijalari va haroratning haqiqiy qiymatlari

Vaqt T, soat	Elektr motorning haqiqiy harorati	Elektr motorning hisobiy harorati	Xatoliklar	
			Absolyut, t (°C)	Nisbiy, %
1	68	63	5	4,7
2	65	59	6	5,1
3	62	57	5	4,7
4	66	61	5	4,7
5	75	68	7	5,7
6	78	76	2	2,8
7	73	70	3	3,2
8	71	65	6	5,1
9	69	66	3	3,2
10	76	72	4	3,9
11	70	64	6	5,1
12	67	62	5	4,7



1-rasm. Quvvati 900 kVt bo'lgan sinxron motorning haqiqiy va hisobiy qiymatlari



2-rasm. Quvvati 900 kVt bo'lgan sinxron motorning qizish haroratini bosh kompyuter ekranida grafik shaklida tasvirlanishi

Quvvati 900 kVt bo'lgan sinxron motorlar uchun titrash koeffitsienti $K_{vib} \leq 100$ bo'lishi kerak. Sinxron motorlarning qizish haroratini hisoblashda bu ko'rsatkich muhim ahamiyat kasb etadi.

Ishlab chiqilgan (12) matematik modelning adekvatligini tekshirish maqsadida yuklama rejimida ishlab turgan quvvati 900 kVt bo'lgan sinxron motorning ishchi harorati qiymatlarini termodatchik yordamida aniqlab olingan qiymatlar bilan matematik model yordamida hisoblangan qiymatlar solishtirildi (1-jadval, 1-rasm).

Ushbu rasmdan elektr motorining haqiqiy harorati va haroratni aniqlash bo'yicha (12) matematik model yordamida aniqlangan qiymatlar orasidagi absolyut va nisbiy xatoliklarini 5% dan oshmasligi ya'ni, matematik modelni adekvat ekanligini ko'rish mumkin.

Ishlab chiqilgan (12) matematik model hisoblash jarayonini EXM dasturlari yordamida amalga oshiradi hamda motorning ish jarayonidagi haroratni grafik ko'rinishda bosh kompyuter ekraniga chiqaradi (2-rasm). Natijada biz elektr motorning ishchi holatidagi haroratini muntazam ravishda monitoring qilib, uning texnik holatini diagnostika qilish imkoniga ega bo'lamiz. Ishlab chiqilgan matematik modelni sinxron motorlarning qizish haroratlarini hisoblashda qo'llashda ko'zlangan

asosiy maqsad elektr motorlarini qizish xaroratlarini ularning elektr va texnik ko'rsatkichlari asosida hisoblashda aniqlik darajasini oshirish hamda xaroratni termodatchiksiz aniqlashdir. Buning natijasida, elektr motorlarning muddatdan oldin ta'mirga kelishini oldi olinib, elektr energiyani tejashga hamda elektr motorlarining xizmat muddatini uzaytirishga erishiladi.

2-rasmdagi grafikda qora chiziq sinxron motoring normal ishchi holatda ishlayotganini bildiradi, agarda qora chiziq motoring ish jarayonida qizil chiziqqa tegsa, motoring qizish harorati maksimal chegaraga yetganini ya'ni qandaydir avariya sodir bo'lganini hamda bu holat elektr motor uchun xavfli ekanini bildiradi. Bunday holatlarda elektr motor ishchi holatdan to'xtatilib sodir bo'lgan avariya darhol bartaraf etiladi hamda motor qaytadan ishga tushiriladi.

Shuni xulosa qilib aytish mumkinki, sinxron motorlarning haroratini hisoblash uchun ishlab chiqilgan mazkur usul motorlarning texnik holatini muntazam ravishda diagnostika qilish, shu bilan bir qatorda elektr motorlarning haroratini hisoblashda aniqlik darajasini oshirish hamda ish jarayonida sodir bo'ladigan avariyalarni erta aniqlab, oldindan bartaraf etish imkonini beradi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Karshibaev A.I., Narzullaev B.Sh. O'zbekiston sanoat korxonalarida energiya iste'molini rejalashtirish, operativ boshqaruv va javobgarlikni takomillashtirish // Fan muhandisligi va texnologiyasi bo'yicha ilg'or tadqiqotlar xalqaro jurnali. – Hindiston, 2019. – № 10. 11086-11089 betlar.
2. Karshibaev A.I., Narzullaev B.Sh. Elektr energiya iste'molini boshqarish orqali energiya va resurslarni tejash // Fan muhandisligi va texnologiyasi bo'yicha ilg'or tadqiqotlar xalqaro jurnali. – Hindiston, 2019. – № 6. 9601-9604 betlar.
3. Karshibaev A.I., Narzullaev B.Sh., Murodov X.Sh. Sanoat korxonalarida elektr energiyasi iste'molini nazorat qilishni optimallashtirish modellari va usullar // Fizika jurnali. Amaliy fizika, axborot texnologiyalari va muhandislik bo'yicha xalqaro ilmiy konferensiya, APITECH 2020; Krasnoyarsk fan va texnologiya shahar hokimiyati. – Krasnoyarsk - Rossiya Federatsiyasi. 1679-ovozli Nashr 2, 25 Noyabr, 2020. 1-6 betlar.
4. Qarshibayev A.I., Narzullayev B.Sh., Samadov A.R. Sanoat korxonalaridagi elektr texnologik qurilmalarning elektr energiya iste'molini ko'p omilli parametrlar asosida hisoblash // O'zbekiston Respublikasi Intellektual mulk agentligi. Kompyuter dasturini rasmiy ro'yxatdan o'tkazish to'g'risidagi guvohnoma № DGU 10994. 17.05.2021.
5. Qarshibayev A.I., Suyarov O.T., Narzullayev B.Sh., Rasulova B.I. Sanoat korxonalarining energiya iste'moli samaradorligini baholash // Energiya va resurslarni tejash muammolari. – Toshkent, 2019. 365-369 betlar.
6. Qarshibayev A.I., Narzullayev B.Sh. Tog'-kon sanoati korxonalarida energiya iste'molini boshqarish va operativ rejalashtirish darajasini oshirish // Kon-metallurgiya majmuasini innovatsion rivojlantirish istiqbollari mavzusidagi xalqaro ilmiy-texnik konferensiya materiallari. – Navoiy, 22-23 noyabr. 2018. 439-440 betlar.
7. Narzullayev B.Sh. Asinxron motorlarning energo-mexanik ko'rsatkichlarini monitoring asosida texnik holatini diagnostika qilishi // Texnika fanlari bo'yicha falsafa doktori (PhD) dissertatsiyasi. – Toshkent, 2022. 52-61 betlar.

ШАГ В РАЗВИТИЕ ЭНЕРГЕТИКИ РЕСПУБЛИКИ УЗБЕКИСТАН



Норбаев С.И.,
начальник
УРЗАВВИИ ЦС и П
АО «НГМК»



Джураев А.О.,
инженер-энергетик
отдела главного энергетика
Рудоуправления ГМЗ-1 АО «НГМК»

O'zbekiston Respublikasi energetika tarmog'ini rivojlantirish hozirgi davrning eng dolzarb va eng muhim talablaridan biridir.

Energetika tarmog'idagi o'sish sur'atlarining ortib borishi mamlakatimizning umumiy taraqqiyoti, texnika rivoji, iqtisodiy o'sish va turmush darajasini oshirish uchun zarur. Yangi zavod va fabrikalarning qurilishi, tadbirkorlik faoliyatini rivojlantirish, xususiy sektor va aholining turmush darajasi, elektr energiyasini iste'mol qilishda katta energiya xarajatlarini talab qiladi. Bu rivojlanish yangi issiqlik elektr stansiyalari, gidroelektrostansiyalarni qurish va qayta tiklanuvchi energiya manbalaridan foydalanishga turtki beradi, ularning qiymati mamlakat iqtisodiy darajasini ko'rsatuvchi asosiy ko'rsatkichlardan biri bo'lib, energiya ishlab chiqaruvchilarning umumiy holatini aks ettiradi.

Tasyanch iboralar: *shamol va quyosh elektr stansiyalari, fotoelektr stansiyalari, quyosh radiatsiyasi, quyosh energiyasini konversiyalash texnologiyalari, kompyuter simulyatsiyasi, kelajakdagi elektr stansiyasining virtual modeli.*

Развитие энергетики Республики Узбекистан одно из актуальных и важнейших требований нынешнего времени.

Опережающие темпы роста энергетики необходимы для общего прогресса нашей страны, в развитии техники, роста экономики и уровня жизни. Строительство новых заводов и фабрик, развитие предпринимательской деятельности, частного сектора и уровня жизни населения требует больших энергозатрат в потреблении электроэнергии. Данное развитие даёт импульс в строительстве новых ТЭС, ГЭС и использования возобновляемых источников электроэнергии, значение которого является одним из главных показателей экономического уровня страны и отражает общее состояние производителей сил.

Ключевые слова: *ветряные и солнечные электростанции, фотоэлектрические электростанции, солнечное излучение, технологии преобразования энергии солнца, компьютерное моделирование, виртуальная модель будущей электростанции.*

Одним из приоритетных направлений в области возобновляемых источников энергии является строительство фотоэлектрических электростанций.

Весьма хорошие перспективы для солнечной энергетики с представленной точки зрения открываются и в Республике Узбекистан. Например, 2021 г. в республике Узбекистан было выработано около 60,2 млрд кВт электроэнергии. Если считать, что солнечные энергетические станции в будущем будут вырабатывать значения до мирового уровня 5 или 10% указанной электроэнергии составит 8,3-16,6 млрд кВт от общего значения.

Сравнительно, строительство новых ветряных и фотоэлектрических электростанций на сегодняшний день требует инвестиций крупных иностранных компаний и больших финансовых вложений. Комплекующие данные установок отчасти не производятся в Республике Узбекистан, что в свою очередь приводит к удорожанию проекта и строительства. В решении данной проблемы необходима локализация собственного производства фотоэлектрических панелей или использования других альтернативных источников использования солнечной генерации в выработке электроэнергии.

Использование солнечной энергии необходимо рассматривать как одно из актуальных направлений для нашего региона. В современных условиях развития рыночных отношений в стране, рост стоимости невозобновляемого ископаемого топлива, эффективности солнечной энергетики неизменно возрастает.

Солнечная энергетика – это отрасль науки и техники, разрабатывающая научные основы, методы и технические средства использования энергии солнечного излучения на земле для получения электрической, тепловой, а также других видов энергии, определяющая эффективное использование энергии Солнца.

Солнечную энергию можно преобразовать в термальную, механическую, электрическую энергию и использовать её для самых разных целей. Один из первых экспериментов, по использованию потенциала Солнца, был проведен в конце 18 века по созданию и испытанию солнечной печи, в которой температура достигала 1650 °С.

Солнечное излучение (СИ) – это практически неиссякаемый источник возобновляемой энергии, во много раз превосходящий ресурсы всех других источников энергии на Земле.

Источник солнечного излучения – Солнце, примерный радиус которого составляет 695 300 км, а масса около $2 \cdot 10^{30}$ кг. Температура поверхности Солнца не превышает 6000 °С, внутри Солнца около 40 000 000 °С.

Земля движется вокруг Солнца по эллиптической орбите с эксцентриситетом. При этом её ось вращения постоянно наклонена к плоскости её вращения вокруг Солнца на $66^{\circ} 33'$. Расстояние от Земли до Солнца меняется в пределах от 147 до 152 млн км. Когда Земля находится на участке эллипса, расположенном ближе к Солнцу, то она движется быстрее около 30,3 км/с в противоположном случае медленнее, около 29,3 км/с (рис. 1).

Если принять, что мощность всех видов энергоустановок на Земле составляет сегодня примерно 10 ТВт или $10 \cdot 10^9$ кВт, то мощность солнечного излучения превышает современные потребности человечества в тысячи раз. На солнечное излучение, поступающее на землю, влияет огромное количество разнообразных факторов: температура окружающей среды, облака, аэрозоли, озон, пары, турбулентность атмосферы, а также размещение приёмной площадки солнечного излучения на земле, её ориентация на солнце, вид технической схемы солнечной энергетической установки и т.п.

В представляемой статье мы предлагаем рассмотреть внедрение технологии преобразования энергии солнца в электрическую с помощью солнечной генерации зеркального отражения и фокусирования лучей солнца в одной точке поверхности с целью изучения и осуществления строительства пилотной установки солнечной электростанции (СЭС) мощностью до 0,1МВт (рис. 2), применив техно-

логическую схему тепловой электрической станций (ТЭС). Моделей и прототипов солнечных электростанций существует в настоящее время достаточно много. Установку СЭС для выработки электроэнергии продуктивно применяют во многих развитых странах мира. В масштабах Республики Узбекистан данная установка находится в начальной стадии разработки или вовсе не существует, тем самым

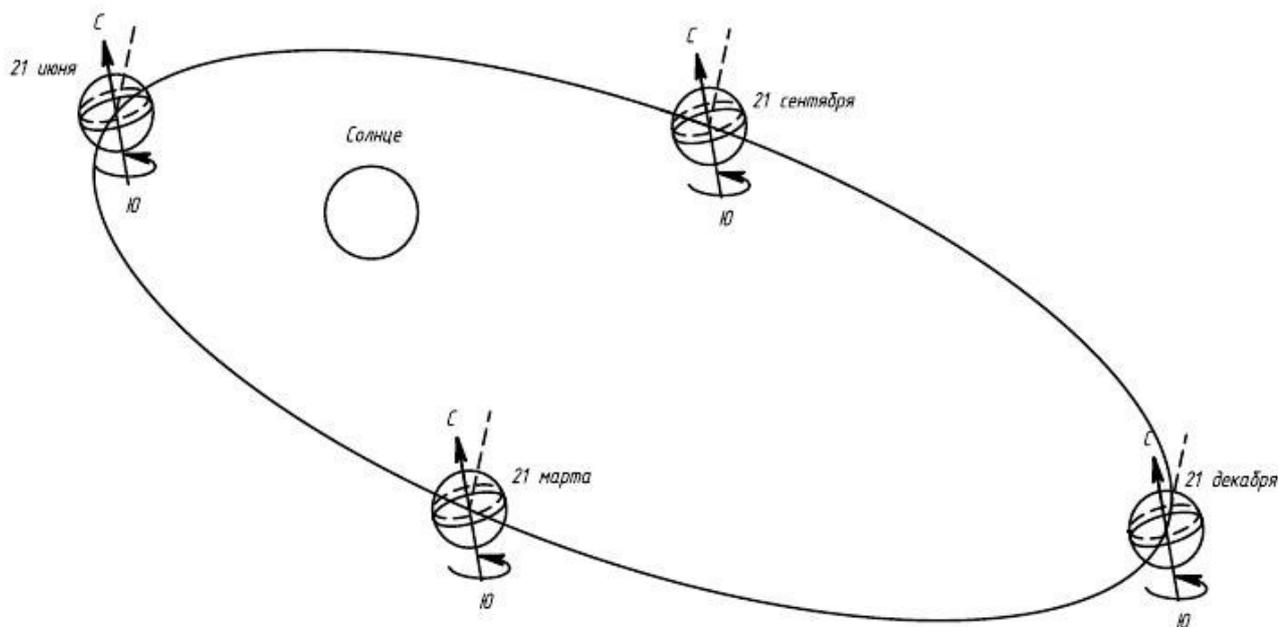


Рис. 1. Схема вращения Земли вокруг Солнца: средняя линия на поверхности Земли – экватор, штрих пунктир – широта Узбекистана

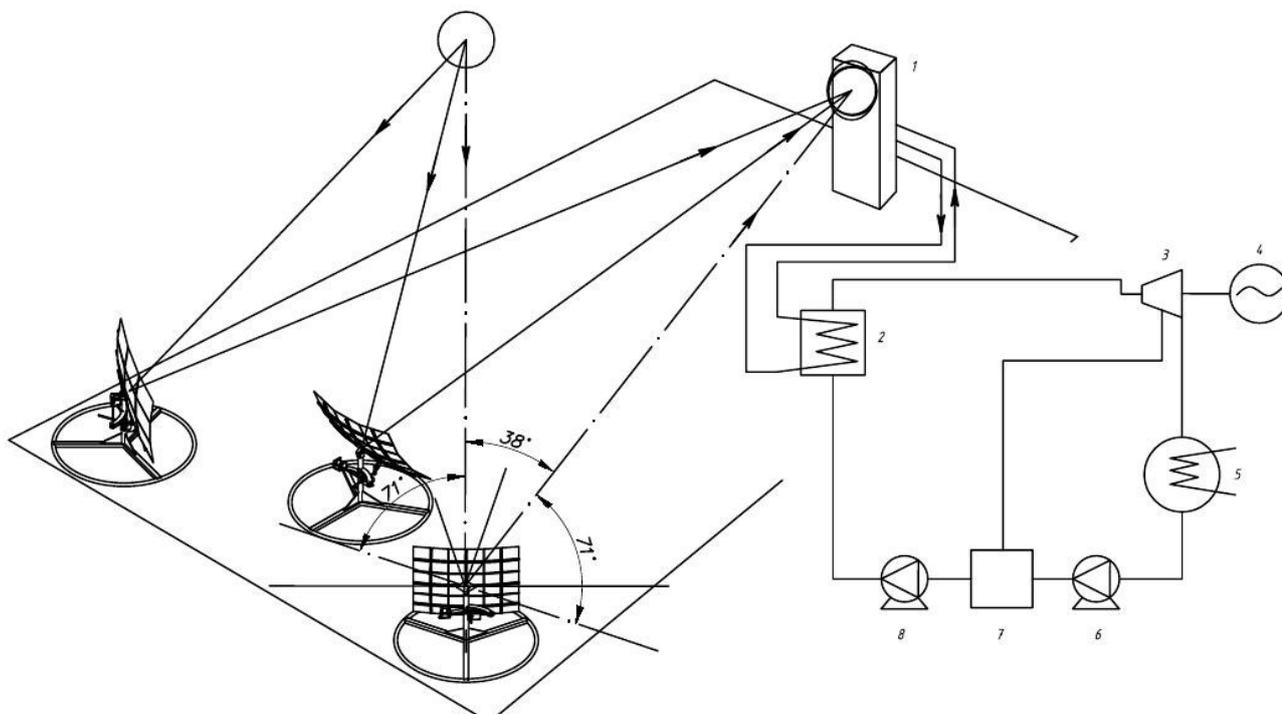


Рис. 2. Схема СЭС с совмещенной технологической схемой ТЭС: 1 – гелиостат (сферический сосуд); 2 – котел (парогенератор); 3 – паровая турбина; 4 – электрический генератор; 5 – конденсатор отработавшего пара турбины; 6 – конденсатный насос; 7 – регенеративный подогреватель; 8 – питательный насос парового котла

наше предложение и инициатива может создать новые инновационные продвижения и конкурентоспособность данной отрасли в нашей стране и мире [1].

В качестве основного приёмника излучения солнца используется станция башенного типа с установленной на вершине конструкции гелиостата, которая производит основную функцию нагрева воды в парогенераторе заменив использование природного газа, каменного угля и нефти.

Гелиостат наполнен специальной термостойкой жидкостью имеющий определённые параметры качества и больших температурных перепадов.

Температура жидкости, нагретая от дневного излучения солнца, т.е. сфокусированных на поверхности гелиостата лучей достигает от 150°C до 300°C и поступает в парогенератор, где происходит теплообмен двух веществ, преобразуя воду в сухой пар высокого давления 250°C.

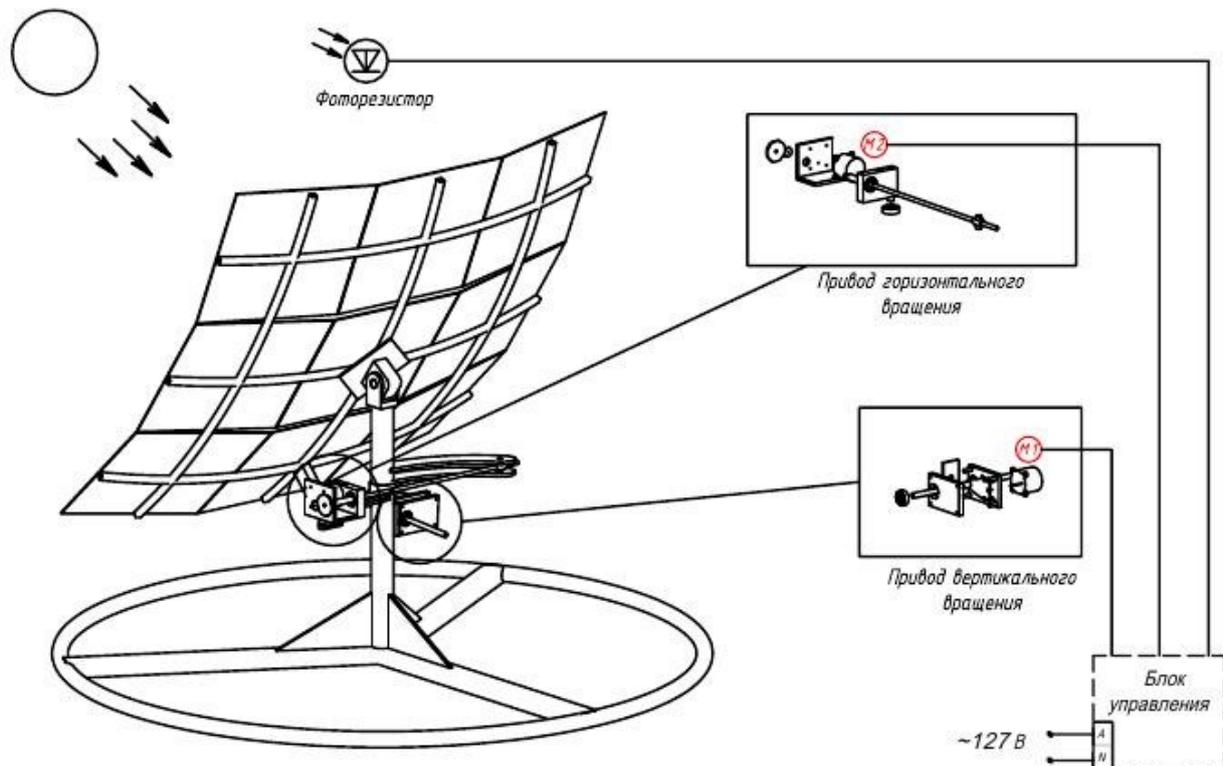


Рис. 3. Механизм поворота

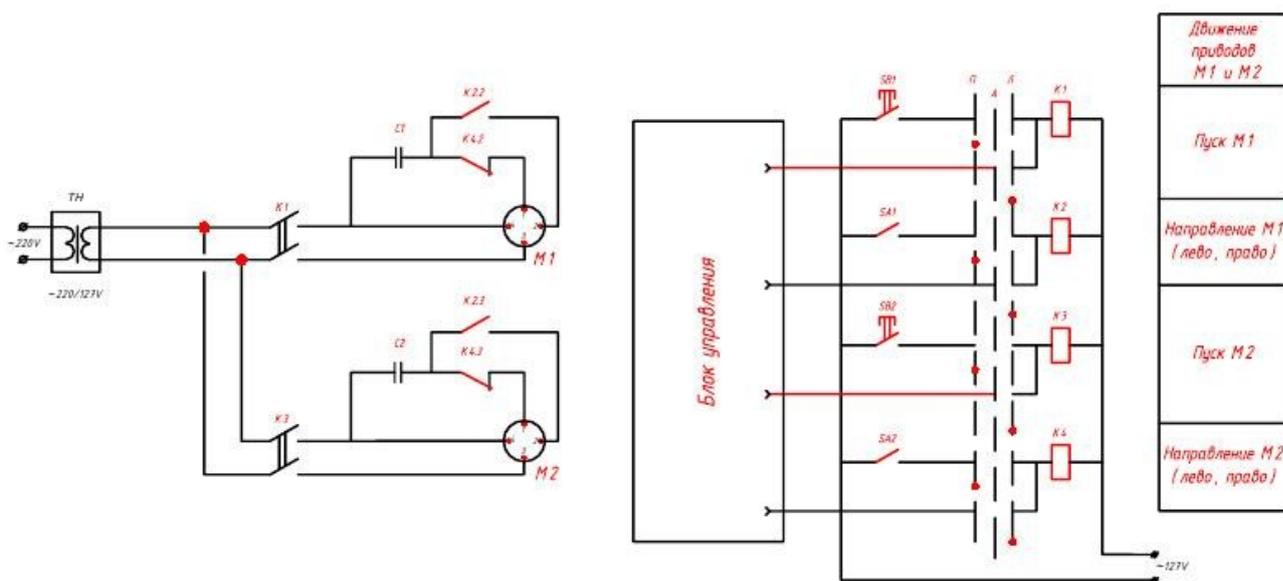


Рис. 4. Схема управления приводами

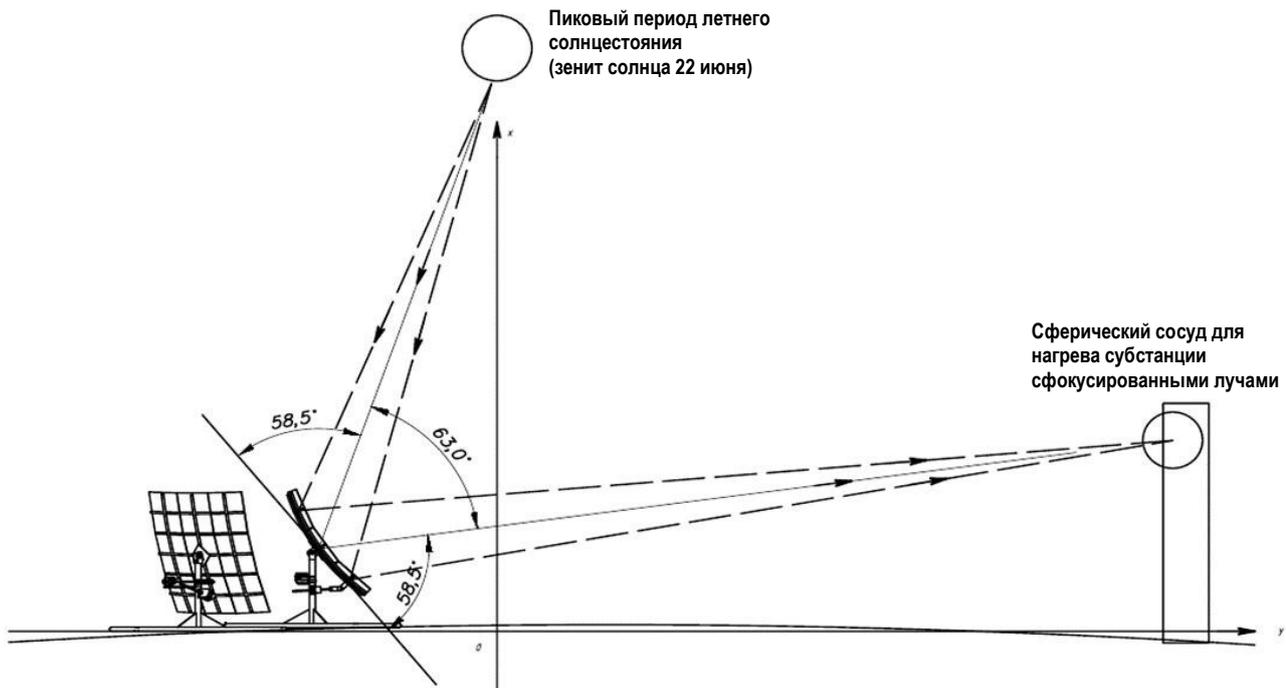


Рис. 5. Схема преломлений лучей Солнца

Пар из котла направляется на лопасти турбины, которые в свою очередь приводят в движение статор электрического генератора, где происходит выработка электрической энергии нужного параметра и подается потребителю. Отработавший пар конденсируется в конденсаторе, охлаждаемом циркулирующей в трубах технической воды. Конденсат турбины конденсатным насосом через регенеративные подогреватели подает воду в котёл с помощью питательного насоса. Таким образом всё повторяется по замкнутой цепочке, осуществляется цикл подача пара в турбину, который в свою очередь приводит в движение электрический генератор преобразуя механическую энергию в электрическую и т.д. [2].

Зеркальные панели, установленные на определенном расстоянии вокруг радиуса установленного гелиостата. Отражающая излучения солнца зеркальная панель, собрана из нескольких встроенных зеркал на общую металлическую раму управляемая электронным устройством и механизмом поворота горизонтального и вертикального движения (рис. 3) с самообучающимся программным обеспечением. Конструкция рамы выполнена с расчётом установки зеркал для отражения лучей солнца независимо друг от друга и под разными углами от центра панели параболической формы. Отслеживание солнца осуществляется с помощью фоторезистора, установленного на раме зеркальной панели [3].

Микроконтроллером, установленным в блок управления контролируется такое положение зеркальной панели относительно солнца, при котором на фоторезисторе наблюдается максимальная яркость солнечных лучей (рис. 4). Система способна запоми-

нать направления движений солнца в двух осях, корректирует угол каждый день, для контроля изменения положения солнца в ясные безоблачные дни преимущественно 300 солнечных дней в году.

Осуществление строительства начальной стадии как пилотной установки отчасти не требует оснащения импортных комплектующих материалов, программного обеспечения ИТ и больших вложений в финансовом выражении. Проектирование и строительство реально воплотить собственной существующей технической и интеллектуальной базой ЦСиП, ЦЛ КИПиА, ПО «НМЗ», УИКТ, УАП и конструкторскими отделами, совместив возможности производственных мощностей комбината.

Цель данной разработки осуществление первоначального макета СЭС малой мощности, комбинируя с технологической схемой ТЭС, для дальнейшего продвижения, и возможно, проектирования

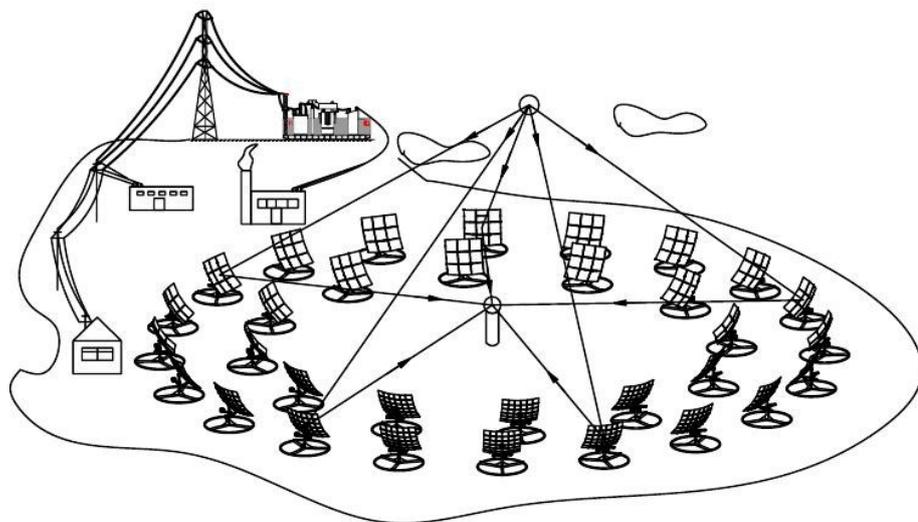


Рис. 6. Мини СЭС

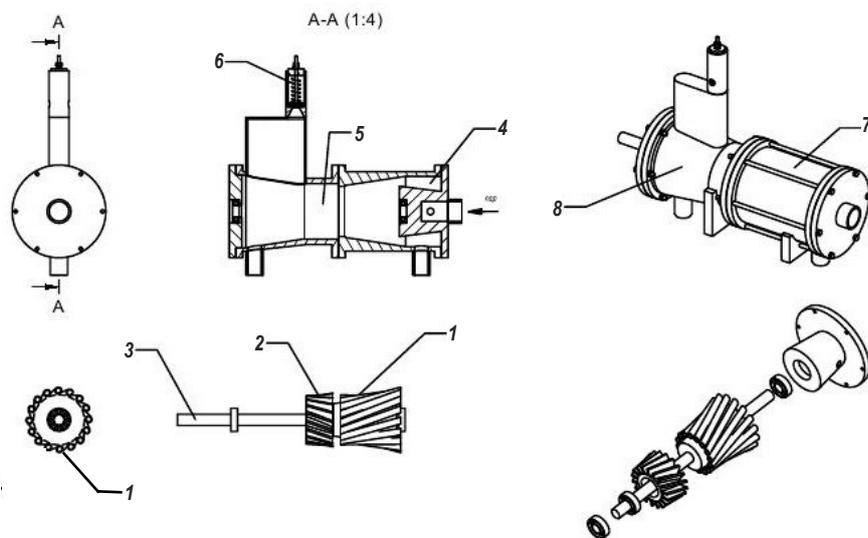


Рис. 7 Конструкция паровой турбины: 1 – трубчатая лопатка; 2 – рабочая лопатка; 3 – вал; 4 – камера сжатия; 5 – промежуточная камера; 6 – предохранительный клапан; 7, 8 – секции

более мощной станции в промышленных масштабах производства электроэнергии (рис. 5), создание систем энергоснабжения на базе солнечных энергетических установок для автономных потребителей, а также небольших локальных энергосистем республики.

Особый интерес представляет использование параллельно работающих с электрической сетью СЭС малой мощности для зданий государственных организаций (административный корпус), образовательных и медицинских учреждений, где применение этого метода может позволить снизить нагрузку на магистральную энергосеть города, района или области. Рассматриваемый тип СЭС также могут использовать на отдалённых или тупиковых энергетических сетях промышленной зоны, где велики потери напряжения в протяжённых линиях электропередач в виду их отдалённости от основного источника выработки электроэнергии.

На начальной стадии проектирования следует учитывать множество разнообразных факторов, назначение энергетической установки, проектную мощность потребителей, рельеф и конфигурацию участка под размещение солнечных панелей, которая зависит от

наиболее оптимальных проектных решений. Для изготовления и оснащения технологического оборудования СЭС таких как парогенератора и паровой турбины вполне возможно на базе ПО «НМЗ» АО НГМК с помощью имеющегося станочного парка и конструкторских отделов производства.

Так же было бы целесообразно объединить инженерный состав разного направления и создать единую инициативную группу для разработки данной установки и подобных инновационных проектов энергетики и не только.

Все это энергетическое оборудование должно быть внедрено в действие нашими силами с внедрением передовых технологий Республики Узбекистан.

Для выполнения больших и ответственных задач энергетического строительства особое значение имеет потенциал нынешнего инженерно-технического состава и в растущих молодых кадрах нового поколения думающих рационально, учитывая в будущем шаги развития существующей энергетики включая возможности ветряных, солнечных и атомной электростанций.

ориентации площадки и местных климатических условий региона, а также наличия поблизости высоких объектов, которые могут затенять поверхность отражающих зеркал и снижать их производительность (рис. 6).

Окупаемость установки сравнительно небольшая, она зависит от мощности установки. Даже совсем незначительное повышение производительности СЭС в несколько кВт может существенно повысить при правильно выполненных проектных расчетах её рентабельность и окупаемость с одновременным внедрением выпуска основных деталей технологического оборудования в условиях собственного производства.

Наиболее важным является этап компьютерного моделирования. Виртуальная модель будущей электростанции с поэтапным её конструктивным исследованием в изготовлении модели, тестирование ее работы в различных режимах и выбор

Библиографический список:

1. Виссарионов В.И., Дерюга Г.В., Кузнецова В.А., Малинин Н.К. Солнечная энергетика. Учебное пособие для ВУЗов. – Москва: Издательский дом «МЭИ», 2008 г. – 193 с.
2. Стерман Л.С., Тевлин С.А., Шарков А.Т. Тепловые и атомные электростанции. – Москва: Энергоиздат, 1982 г. – 237 с.
3. Ахмедов Р.Б., Баум И.В., Пожарнов В.А., Чаховский В.М. Солнечные электрические станции. – М.: ВИНТИ, 1986. – Т. 1. – 120 с.

НАДЕЖНОСТЬ МАГНИТОМОДУЛЯЦИОННЫХ ПРЕОБРАЗОВАТЕЛЕЙ ПОСТОЯННОГО ТОКА



Атауллаев Н.О.,
доцент кафедры
«Электроэнергетика» НГГТУ, PhD



Низомова Д.Ф.,
стажер-исследователь
кафедры «Электроэнергетика» НГГТУ

Ishonchlilik faqat MTO'T ning asosiy xususiyatlaridan biri bo'libgina qolmay, balki ma'lum vaqt oralig'ida berilgan ish rejimlari va ish sharoitlarida o'lchov o'tkazgichining kerakli funksiyasini to'g'ri bajarish imkoniyati ishonchlilik deb ataladi. Nosozliklar (qurilmaning ishlashini buzish) quyidagilarga bo'linadi: to'liq va qisman; katastrofik va parametrik; mustaqil va qaram; to'satdan va asta-sekin; doimiy, vaqtinchalik va intervalgacha.

Tayanch iboralar: MTO'T, ferromagnit, halokatli va parametrik buzilish, o'rash bo'limlarining ulanishlari, magnit tizim, ishonchlilik, qisqa tutashuv, korroziya.

Надежность является одной из основных характеристик не только МППТ, вероятность исправного выполнения измерительного преобразователя, его требуемой функции при заданных эксплуатационных режимах и условиях работы в течение определенного промежутка времени называется надежностью. Отказы (нарушение работоспособности устройства) подразделяются на: полный и частичный; катастрофический и параметрический; независимый и зависимый; внезапный и постепенный; устойчивый, временный и перемежающийся.

Ключевые слова: МППТ, ферромагнит, катастрофический и параметрический отказ, соединения секций обмотки, магнитная системы, надежность, короткое замыкание, коррозия.

Надежность является одним из основных характеристик не только МППТ, вероятность исправного выполнения измерительного преобразователя его требуемой функции при заданных эксплуатационных режимах и условиях работы в течение определенного промежутка времени называется надежностью. Отказы (нарушение работоспособности устройства) подразделяются на: полный и частичный; катастрофический и параметрический; независимый и зависимый; внезапный и постепенный; устойчивый, временный и перемежающийся.

Отказы, происходящие вследствие нарушения механической, электрической и тепловой прочности называются внезапными, а отказы вызываемые изменением выходной величины под влиянием воздействия сопутствующих физических явлений или вследствие воздействия явления старения и износа – постепенными.

Для разработанных МППТ наиболее ненадежными частями являются чувствительный элемент, выполненный из ферромагнитного сердечника с намотанными на нем обмотками, и электронная схема с соответствующими элементами (рис. 1, 2).

Учитывая, что ферромагнитный сердечник наименее подвержен влиянию внешних воздействий по сравнению с обмотками и элементами схемы, в данной работе ограничимся рассмотрением надежности обмоток разработанных МППТ.

Выход из строя обмоток МППТ в основном происходит в результате:

- обрыва, вследствие коррозии в обнаженных участках изолированного провода;
- короткого замыкания витков, вследствие механического или теплового нарушения электрической изоляции провода;
- пробоя изоляции вследствие перенапряжений или нарушений электрической изоляции провода;

– обрыва изолированного провода вследствие электролиза в его обнаженных местах;

– уменьшения сопротивления изоляции вследствие ухудшения электроизоляционных свойств от температуры, давления, времени и т.д.

Обрывы проводов при их намотке должны устраняться правильным выбором усилия натяжения провода в процессе его наматывания, а обрывы, вызываемые температурными напряжениями в обмотке и каркасе, должны предотвращаться правильным расчетом тепловых режимов обмотки при работе в нагретой и холодной среде.

Применяемые в катушках индуктивности обмотки, как правило, имеют точечные повреждения. Если вероятность того, что в месте точечного повреждения не произойдет короткое замыкание на корпус или с соседним слоем обмотки, равна m_0 , то при числе повреждений на единицу длины провода, равным n и при длине провода L вероятность отсутствия повреждения будет равна:

$$m = m_0^{nL} = m_0^{a\varepsilon L}, \quad (1)$$

где $a \approx n/\varepsilon$ – число повреждений, приходящийся на единичную величину относительного удлинения $\varepsilon \approx \Delta L / L$.

Последнее определяется как:

$$\varepsilon = \frac{\Delta L}{l} = \varepsilon_1 + \varepsilon_2 + \varepsilon_3 = \frac{d_1}{D + d_1} + \frac{N_n}{SE} + \alpha_T \Delta T, \quad (2)$$

Здесь ε_1 – относительное удлинение внешней части витка при намотке вследствие изгиба по диаметру или периметру D ферритового сердечника;

$d_1 = d + 2h$ – диаметр медного провода;

d – диаметр жилы медного провода;

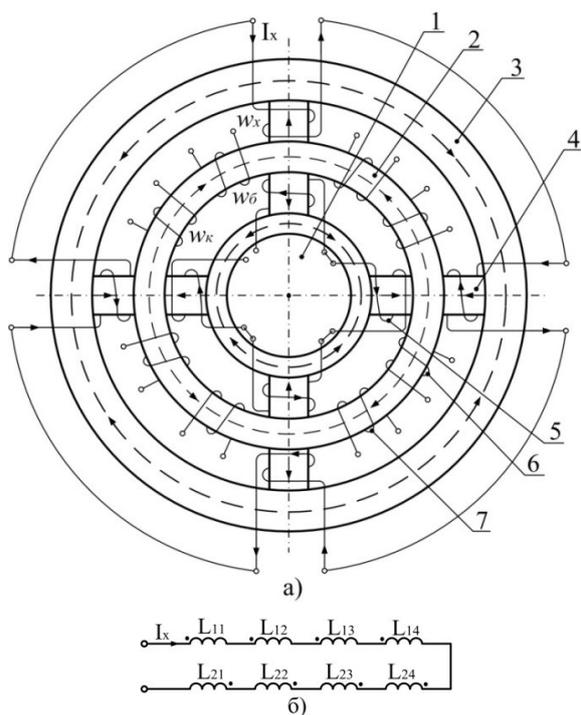


Рис. 1. Конструктивная (а) и электрическая схема соединения секций обмотки с преобразуемым током (б) магнитной системы МППТ

h – толщина изоляционного материала;
 ϵ_2 – относительное удлинение при намотке вследствие натяжения провода с усилием N_n ;
 E – модуль упругости провода;
 $S = \pi d_1 h - 2h$ – сечение провода;
 ϵ_3 – удлинение провода в результате изменения температуры ΔT обмотки по сравнению с нормальной температурой для провода;
 α_T – температурный коэффициент расширения материала провода.

Начальная надёжность обмотки (надёжность с точки зрения отсутствия короткого замыкания при изготовлении) (при $\Delta T = 0$):

$$S = \pi d_1 h P_H = m^{nL} = e^{(\ln m_0) a \epsilon_3 L} = 1 \quad (3)$$

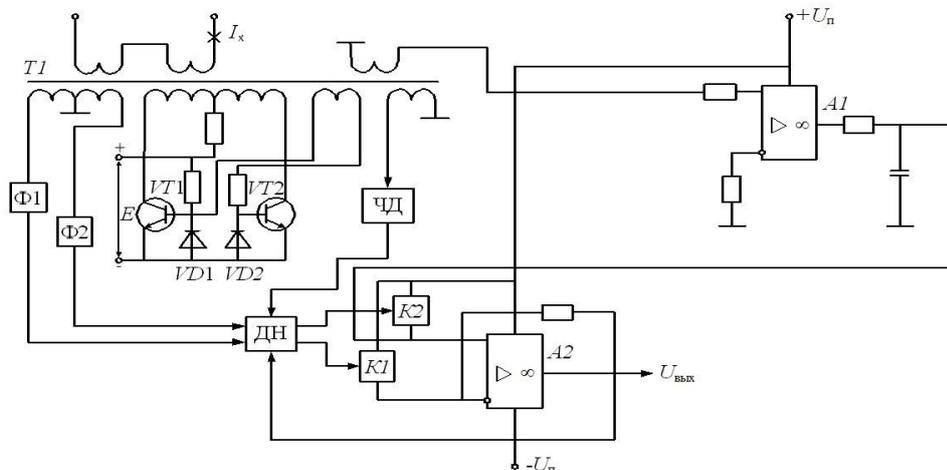


Рис. 2. МППТ с запоминанием направления тока

Повышение температуры $\Delta T > 0$ приводит к разрушению электрической изоляции провода, в результате чего возникает короткое замыкание витков и слоев обмотки. Поэтому возникает необходимость подробного изучения отказов обмоток вследствие тепловых изменений. Зависимость срока службы изоляции от температуры нагрева обмотки определяется с помощью следующей формулы:

$$C_x = C_0 e^{-b(T_x - T_{доп})} \quad (4)$$

где C_0 – номинальный срок службы электрической изоляции ($C_0 = 1000$ ч);

$T_{доп}$ – допустимая температура нагрева ($T_{доп} = 85^{\circ} - 90^{\circ}C$);

b – коэффициент, который равен 0,07 для бумаги, хлопка и слюды в воздухе;

T_x – температура нагрева обмотки;

C_x – срок службы электрической изоляции при температуре обмотки T_x .

Если модулирующая или измерительная обмотка работает при температуре T_{x1} в течение времени t_1 (летний период), а при температуре T_{x2} в течение времени t_2 (зимний период), то, в соответствии с (4) можно определить срок службы электрической изоляции соответственно при температуре T_{x1} и T_{x2} следующим образом:

$$C_{x1} = C_0 e^{-b(T_{x1} - T_{доп})}, \quad (5)$$

$$C_{x2} = C_0 e^{-b(T_{x2} - T_{доп})}. \quad (6)$$

Срок службы изоляции находится по известной формуле:

$$C = \frac{C_{x1} C_{x2}}{x_1 C_{x2} + x_2 C_{x1}} = 2C_0 \frac{e^{-b(T_{доп} - b(T_{x1} + T_{x2}))}}{e^{-bT_{x1}} + e^{-bT_{x2}}}$$

где

$$x_1 = \frac{t_1}{t_1 + t_2} = \frac{1}{2} \text{ и } x_2 = \frac{t_2}{t_1 + t_2} = \frac{1}{2}; \quad t_1 = t_2 = \frac{C_0}{2}.$$

Надёжность обмотки в отношении отсутствия короткого замыкания в витках и слоя определяется как:

$$P_{к,з} = e^{-\lambda_2 t} \quad (8)$$

Здесь $\lambda_2 = l_0 e^{b(T_0 - T)}$, l_0 – интенсивность отказов при температуре $T_0 = 20^{\circ}C$.

Следующей причиной отказов заключается в коррозии материала провода. Процесс коррозии материала наблюдается в местах повреждения изоляции, где материал обнажен и имеет непосредственный контакт с воздухом.

Кроме этого, происходит коррозия провода под слоем изоляции, вследствие диффузии кислорода воздуха через изоляцию. Последний идет медленно, его нужно иметь в виду, как правило, для проводов, не имеющих нарушений в слое электрической изоляции.

Надёжность обмотки с точки зрения обрыва провода определяется по следующей формуле:

$$P_{обр} = e^{-\lambda_2 t} \quad (9)$$

где $\lambda_2 = 1/C_{cp}$ – интенсивность (опасность) отказов;

C_{cp} – средний срок службы провода при воздействии коррозии при повышенной температуре и эрозии провода, вследствие токов утечки.

Срок службы провода при наличии только коррозии определяется как:

$$C_1 = C_0 e^{-\alpha(T_x - T_0)}, \quad (10)$$

где $\alpha = w_0 / RT^2 = 0,01 - 1,0$ – параметр, зависящий от концентрации агрессивных веществ; W_0 – энергия активации; R – газовая постоянная.

Общая надежность работы обмоток определяется произведением $P_{к.з.}$ и $P_{обр.}$, т.е.:

$$P_{\Sigma} = P_{к.з.} \cdot P_{обр.} e^{-(\lambda_1 + \lambda_2)t} \quad (11)$$

Результаты расчета показывают, что срок службы изоляции C_u уменьшается с увеличением температуры нагрева T_x . Поэтому надежность вследствие разрушения электрической изоляции от нагрева целесообразно исследовать выше допустимой температуры.

При изменении температуры в интервале $\Delta T_x = 0 \div 5 [^{\circ}C]$, интенсивность (опасность) отказов изменяется в пределах $I_1 = (0,10 \div 0,12) \times 10^{-5} [час^{-1}]$, а надежность при этом находится в интервале $P_{к.з.} = 0,912 \div 0,882$. Срок службы провода $C_{л}$ при высоких температурах

определён для $l = 0,01$ находится в интервале $(1 \div 0,951) C_0 [час]$, соответствующая им интенсивность отказов $I_2 = (1 \div 1,047) \times 10^{-5} [час^{-1}]$, а надежность обмотки с точки зрения обрыва при $t = C_0$ колеблется в интервале $(1 \div 0,956)$.

Общая надежность рассчитана по формуле (11). Её значение находится в пределах $(0,983 \div 0,831)$, соответствует требованиям систем контроля и управления режимами работы АИП к надежности МППТ. Конструктивная и электрическая схема соединения секций обмотки с преобразуемым током магнитной системы МППТ, а так же МППТ с запоминанием направления тока приведены на рис. 1, 2.

Таким образом, модулирующие и измерительные обмотки являются основными элементами, приводящими к выходу из строя разработанных МППТ, в которых отказы происходят из-за короткого замыкания или обрыва.

Установлено, что при допустимой температуре нагрева провода, равно $T_{доп} = 90^{\circ}C$, и колебание её от $20^{\circ}C$ до $110^{\circ}C$ надежность разработанных МППТ находится в пределах $(0,983 \div 0,831)$, а при $T_{доп} = 140^{\circ}C$ и в том же пределах колебаний температуры $(0,985 \div 0,910)$.

Библиографический список:

1. Amirov S.F., Ataulayev N.O. Performance of Magnitemodulating Current Sensor // International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology. ISSN(Online): 2350 – 0328. Vol. 3, Issue 7, July 2016, pp. 2337 – 2346.
2. Новгородцев А.Б. Расчет электрических цепей в MATLAB: Учебный курс. – Санкт-Петербург: Питер, 2004. – 250 с.
3. Ataulayev N.O., Nizomova D.F., Muxammadov B.Q. Mathematical models of magnetic circuits of a magnetomodulation DC converter // Journal of Physics: Conference Series 2094(2021) 052039.
4. Атауллаев Н.О. Исследование нелинейных динамических моделей магнитомодуляционного преобразователя тока в металлургических и химических производствах // Материалы научно-технической конференции «Перспективы науки и производства химической технологии в Узбекистане». – Навои, 2014. – С. 167-168.
5. Системы накопления энергии: бытовые и промышленные образцы, существующие и перспективные разработки. <https://rentchno.ua/blog/energy-storage-disruptors-1.html>.

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

QIZILQUM SHAROITIDA TABIIY SUV RESURSLARIDAN SAMARALI FOYDALANISH



Soyibov F.Y.,
«NKMK» AJ MKB
Uquv markazi o'qituvchisi



Karimov Z.T.,
«NKMK» AJ MKB
Uquv markazi o'qituvchisi, k.f.n.

Ushbu maqolada Qizilqum sharoitida tabiiy suv resurslaridan unumli foydalanishning samarali usullari va takliflari berilgan. Maqolada bizdan oldin yashagan avlodlarni tabiiy suv resurslaridan ma'lum vaqt davomida foydalanish maqsadida ichimlik suvini qanday saqlash va undan foydalanish usullari keltirilgan. Hozirda foydalanilmayotgan mavsumiy qor va yomg'ir yog'ish natijasida hosil bo'layotgan ekologik toza suvni yig'ish usullari hamda yer osti suvlarining kimyoviy tarkibi o'rganilib turli sohalarida ishlatish takliflari berilgan.

Tayanch iboralar: tabiiy suv, sardoba hovuzi, ichimlik suvi, yomg'ir suvi, yog'ingarchilik, suvning kimyoviy tahlili, gidrotexnik inshootlar, suv resurslari, ekologiya.

В этой статье указываются методы эффективного использования природных водных ресурсов Кызылкума и вносятся соответствующие предложения. Рассматривается вопрос о том, как для использования в определённый период наши предки хранили природные водные ресурсы, описываются методы, которые они использовали в этих целях. Даны конкретные предложения по сбору экологически чистой воды, образующейся в результате сезонных осадков – дождей и снегов, а так же по поводу изучения химического состава подземных вод, вместе с этим вносятся предложения по их целесообразному использованию в различных сферах отрасли.

Ключевые слова: природная вода, водное хозяйство, питьевая вода, дождевая вода, осадки, химический анализ воды, гидротехнические сооружения, водные ресурсы, экология.

Dunyo suv resurslari instituti taxminlariga ko'ra 2040 yillarga kelib, jaxsonning o'ttizdan ortiq davlatida suvning o'ta darajada tanqisligi vujudga keladi, bu davlatlar orasida Markaziy Osiyo mamlakatlarining barchasi mavjud. Shuning uchun suv resurslaridan foydalanish va barqaror amaliyotini ishlab chiqish mamlakatlarni kelajakdagi iqtisodiy, ijtimoiy rivojlantirish uchun juda muximdir. O'zbekiston hududidagi barcha suv manbalari davlat mulki hisoblanadi u umummilliy boylikdir. Mamlakatimizdagi barcha suv resurslari davlat tomonidan himoyalangani. Mavjud tabiiy suv manbalaridan to'g'ri oqilona foydalanish maqsadida xukumatimizning maxsus qaror va farmonlari qabul qilingan. Prezidentimizning 2020 yil yanvar oyida Oliy Majlisga yo'llangan murojaatnomasida suv xujaligi ob'ektlarini boshqarish, suvni nazorat qilish va uning hisobini yuritish tizimini avtomatlashtirish hamda ushbu soha xizmatini takomillashtirish zarurligiga e'tibor qaratdi. Bu masala suv xujaligini rivojlantirish kontseptsiyasida o'z aksini topishi kerakligini ta'kidlandi (1).

Suv tiriklik nishonasidir. Qadimgi sharq xalqlari bekorga «Suv – hayot manbai» deb e'tirof etmaganlar. Ayniqsa suv tanqis bo'lgan yer kurrasining sahro va cho'l hududlarida, suv insonga in'om etilgan tabiat nematidir. Suv bor joyda hayot bo'ladi tiriklik bor joyda ishlab chiqarish tashkil etilib moddiy ne'mat yaratiladi va ertangi kunga ishonch paydo bo'ladi. To'kin-sochinlik va tinchlik bor joyda hayot o'z mi'yorida davom etadi. Aslida hur fikrli insonlar uchun hayot mazmunini osoyishtalik va xotirjamlik tashkil etadi.

Planetamizda suv ko'p bo'lgani bilan ularni barchasini ishlatib bo'lmaydi ya'ni istemolga yaroqsiz. Tabiatda suvning aylanish jarayonlaridan biri er sathidagi mavjud bo'lgan chuchuk suv bo'lib, u erdagi barcha hayot turlari uchun o'ta muximdir. Hozirda istemol qilinadigan suvning 90 % yaqini asosan qishloq xo'jaligida ishlatiladi. Ishlatiladigan ichimlik suvimiz esa doimiy muzliklardan, yomg'ir qor va

buloq suvlari bilan to'yinadigan traschegaraviy daryolar orqali etib keladi. Bizda suvga bo'lgan munosabat tarbiyaning bir qismi hisoblanib juda qadimdan shakllanib bo'lgan. Ota-bobolarimiz o'qar suvni iflos qilmaslik, suvga tupurmaslik va suvdan to'g'ri oqilona foydalanish to'g'risidagi pandu-nasihatlarni bilan avlodlarni uzliksiz tarbiyalab kelishgan. Yozma manbalarda esa qadimgi sharq donishmandlari ichimlik suvi haqida juda ko'p hikmatli so'zlarni keltirib o'tishgan. Buyuk sharq mutafakiri tibbiyot ilmining otasi Ibn-Sino suvning shifobaxshligi to'g'risida to'xtab «Toza zilol buloq suvi o'zida oltin zarrachalarini saqlab, osmon va hayotning bir qismini tashkil etadi, uni ichgan odam kuchli va dono bo'ladi» deb izohlagan. Jaloliddin Rumi hazratlari esa o'z asarida yomg'ir suvi haqida fikrlab «Kuzgi yomg'ir suvidan ehtiyot bo'l u seni erta xazon barg singari kuchsiz qiladi, baxor yomg'iri esa o'yg'onayotgan tabiat singari navqiron qiladi» deyilgan jummalarni keltirgan. Baxorgi yomg'ir suvini olib qo'yish odati qadimgi turk xalqlarida saqlanib qolgan uning muqaddasligi va turli kasalliklarga shifo bo'lishi aytilgan. Hatoki bu odat yaqinlarga Turkiyada saqlanib kelgan 15 apreldan 15 may oralig'ida yoqqan yomg'ir suvidan oltin yoki kumush idishlarga olib qo'yilgan «aprel kosasi» suvi nomi bilan ulug'lanib hattoki «zam-zam» suviga tenglashtirilgan. Ko'p miqdorda ichimlik suvini yaxshi saqlash maqsadida qadimda turli inshootlar qurilgan. Jumladan ichimlik suvi kam bo'lgan cho'l va dasht hududlarda barpo etilgan maxsus gidrotexnik inshootlar sardobalar mavjud bo'lgan. Sardoba forscha so'zdan olingan bo'lib «Sard» – yaxshi, mutadil, salqin, «ob» -esa suv manosini anglatgan. Sardoba salqin toza ichimlik suvi saqlash uchun mo'ljallangan gidrotexnik inshoot bo'lib, muxandislik ilmi asosida mohirlik bilan yaratilgan o'ziga xos jozibador me'moriy echimga ega bo'lgan hovuz qurilmasi. Bu tipdagi inshootlar Markaziy Osiyo, Eron, Turkiya va arab mamlakatlarida qadimdan foydalanib kelingan (2).

Kuzatuvga olingan suv namunalarning kimyoviy tahlili

T/r	Suv namunasi	Qattiq qoldiq, mg	Kationlar, mg/l			Anionlar, mg/l				Umum qattiqlik mg-ekv/l	pH
			NH ₄ ⁺	Ca ⁺² Mg ⁺²	Na ⁺ , K ⁺	CO ₃ ⁻²	SO ₄ ⁻²	Cl ⁻	NO ₃ ⁻		
1.	yomg'ir	170	0,25	20,0	11,4	6,0	20,6	30,0	-	1,2	7,8
2.	qor	40	-	5,4	1,5	-	18,4	-	-	0,4	7,6

Sardobada saqlangan suv ichimi yaxshi, odam va tirik organizm uchun fiziologik ahamiyati katta bo'lgan. Sardobalar asosan suvsiz kengliklarda barpo etilib o'zoqdan ko'zga tashlanib turanligi uchun o'tayotgan karvonlar mo'ljalni to'g'ri aniqlagan va u erda tuxtab dam olishgan hamda karvonga kerakli suv jamg'arishgan. Ularni barpo etishda aholi punktlaridan ma'lum bir o'zoqlikda bo'lishini hisobga olib o'rtacha bir karvon yo'li oraliqda bunyod etilgan. Tarixiy manbalarga qaraganda ulkamizda 44ta katta-kichik sardobalar mavjud bo'lgan. Jumladan eng ko'pi Buxoro, Qarshi dashtlarida 28ta, Toshkent, Quqon atroflarida 4ta, Mirzaxulda 5ta va Ustyurt kengliklarida esa 7ta sardoba qoldiqlari aniqlangan, hozirda ularning bir qismi tarixiy manba sifatida saqlanib qolgan xolos. Bulardan biri Karmana yaqinidagi Malik rabot karvon saroyida barpo etilgan sardobadir. Sardoba hovuzi devorining qalinligi bir yarim metri, chuqurligi 13 m diametri esa 12 m tashkil etgan. Barpo etilgan sardoba hovuzining ust qismi sharqona an'anaviy gumbaz shaklida bo'lib, uning tepasida suvni bug'lanishi hisobida suvni salqin saqlash hamda yorug'likni ta'minlash maqsadida o'ziga xos me'moriy echimga ega bo'lgan maxsus tuynuklar bo'lgan. Ushbu tipdagi gidrotexnik inshootlarini qurishda yomg'ir va qor suvlarini yig'ish imkoniyati bor joy tanlangan. Yog'ingarchilik kam bo'lgan yillarda Zarafshon daryosidan suv keltiriladigan qadimgi quvur ham mavjud bo'lgan. Sardoba hovuzi devori mustahkamligini ta'minlash maqsadida suvga chidamli va suvning sifat ko'rsatkichlarini yaxshi saqlaydigan materiallardan foydalanilgan. Buning uchun maxsus tanlangan joydan olingan qum elanib bir yil davomida alohida joyda saqlangan va undan g'isht o'ziga xos texnologiya asosida tayyorlangan, tayyorlanish texnologiyasi esa maxfiy saqlangan. G'isht tayyorlashda quritib elangan soz tuproqqa suv bilan oz miqdorda sut va tuya yungi aralashtirib loy tayyorlangan. Tayyorlangan loy ma'lum muddat saqlanib tindirilgan so'ngra yana qo'shimcha ishlov berilib 11x11x2,2 dyum (279,4*279,4*55,88 mm) o'lchamli g'ishtlar qo'yilgan. Tayyorlangan g'ishtlar yil davomida quyoshda qizdirilib quritiladi so'ngra uning sifati va chertganda chiqaradigan ovoziga qarab tanlab ajratib olinib saralangan so'ngra maxsus xumda asta sekin qizdirilib pishirilgan. Sardoba qurilishida uning katta kichikligiga qarab 400-600 mingga maxsus tayyorlangan g'ishtlar ishlatilgan. Saqlanadigan suvning ichimlilik mazasi, sifati yaxshi bo'lishi uchun suv saqlanadigan hovuzning o'ziga xos texnologiya asosida barpo etish muhim hisoblangan. Buning uchun dastlab hovuz tayyorlanib osti soz g'isht va ganch bilan tekislanib, uning ustiga saksovulni chala yoqib tayyorlangan pista kumir bir qavat tashlanib kumir ustidan esa tuya yungi tushalib tekislanib mol terisi bilan qoplangan va yana uning ustidan maxsus ganch-gil qorishmal g'ishtlar bilan tekislanib yopilgan [3]. Sardoba hovuzlaridan suv olishda ham o'ziga xos tartib o'rnatilgan bo'lib, suvning yuzasi ko'p to'lqinlantirilmay olish tavsiya etilgan. Sardoba suvining sifati va miqdori doimo nazorat qilib borilgan hamda yilida bir marta tozalangan [4]. Suvni yaxshi saqlash uchun ba'zi sardobalar hovuzida suv ancha chuqurda saqlanib shamolatish uchun maxsus moslama "bad-gir" bilan jihozlangan ya'ni bug'langan suvni yuqoriga chiqarib yuboradigan muri ko'rinishidagi qurilmalar mavjud bo'lgan. Bunday tipdagi sardobalar asosan Eronda barpo etilgan bo'lib, jumladan Kazvindagi "Sardori Bozorg" sardoba hovuzidan suv olish uchun hattoki ellik zina pastga tushish kerak bo'lgan.

Ma'lumotlar taxlil qilib o'rganilganda Markaziy Qizilqumda ichimlik suviga ehtiyoj kuchli bo'lsa ham qadimda sardobalar barpo etilmaganligiga guvoh bo'lamiz. Bu holatni Markaziy Qizilqum o'ziga xos

geografik o'rniga ega bo'lib tabiiy yog'ingarchilik kam, sahro esa qumliklardan iborat bo'lgani uchun mukammal gidrotexnik inshootni qurish imkoniyati bo'lmaganligi bilan izohlashimiz mumkin.

XX asrning ikkinchi yarmigacha inson izmiga bo'ysunmagan asriy Qizilqumda katta bunyodkorlik ishlari amalga oshirilib yirik sanoat majmualari barpo etilishi barobarida sahro bag'rida zamonaviy shaxarlar qad ko'tardi. Bu ulkan ishlab chiqarish korxonalar va yangi barpo etilgan shaharlarda yashayotgan insonlarni suvga bo'lgan ehtiyojini qondirish uchun ancha olisdan dunyoda tengi yo'q bo'lgan inshoot orqali suv olib kelinib sanoat korxonalarini hamda hudud flora va faunasini suv bilan ta'minlanib kelindi [5].

Jumladan keyingi yillarda jadal rivojlanayotgan Qizilqum sanoat hududiga yirik investitsiyalarni jalb etish evaziga rejalashtirilgan investitsion loyihalarni amalga oshirishda, yangi gidrometallurgiya zavodlari, kimyo va engil sanoat korxonalarining ishga tushishi munosabati bilan hamda shaxarlarda yashaydigan aholi sonining kupayishi hisobidan ushbu hududning suvga bo'lgan ehtiyoj keskin oshdi. Suvga bo'lgan talabni bir qismini qoplash uchun asrlar davomida ota-bobolarimiz foydalangan usullardan ya'ni suv taqchil bo'lgan ulkalarda yog'ingarchilik natijasida hosil bo'ladigan tabiiy suv resurslarini yig'ib undan unumli foydalanishni davrning o'zi taqozo qilmoqda. Tabiiy suv resurslarini turli usullarda yig'ib sanitar-epidimologik me'yoriy ega bo'lgan yangi mukammal gidrotexnik inshootlarini barpo etish maqsadga muvofiqdir. Yig'ilgan ekologik toza texnik suvdan foydalanish ancha samaralidir.

Qizilqum hududida qor yomg'ir suvlarini yig'ib olishni eng oddiy va tejamkor usuli shahar va ishlab chiqarish korxonalar joylashgan hududda mavjud bo'lgan qattiq qoplamali yoki asfaltlangan joylar hisobidan yoki mavsumiy soy suvlarini damba yordamida yig'ish hisobidan amalga oshirish mumkin. Buning uchun asfaltlangan yoki qattiq qoplama bilan qoplangan joylardan yog'ingarchilik paytida hosil bo'layotgan suvni bir tomonga yo'naltirib ma'lum joylarga yig'ish mumkin. Zarafshon shahri misolida tahlil etsak samarasi yanada yaqqolroq namoyan bo'ladi. Yog'ingarchilik asosan qish va bahor oylarida bo'lishini hisobga olgan holda suvni bir yoki bir necha joyda yig'ish mumkin. Shaxar kuchalari joylashishi va er tuzilishiga e'tibor bersak bir tomonga qarab tekis qiyalikdan iboratligini, shaxarni yuqori qismi bilan pastki qismi orasidagi balandlik farq ellik metr dan ko'proqni tashkil etishi bu yumushni muammosiz hal etilishini bildiradi. Shaharning umumiy hududidan yillik yog'in miqdori asosida yig'ilishi mumkin bo'lgan suvning o'rtacha miqdori hisoblanganda 500 000 m³ ni tashkil etadi albatta bu miqdordagi suvni yig'ish imkoniyati yo'q, ammo astoydil harakat qilinsa 10% suvni yig'ish imkoniyati yaratiladi bu esa 50 000 m³ suvni tashkil etadi. Yog'ingarchilikdan hosil bo'lgan suv tarkibini kimyoviy taxlil qilganda (1-jadval) suvning umumiy qattiqligi qor suvida 0,4 mg-ekv/l ni yomg'ir suvida 1,2 mg-ekv/l ni, mineralashish esa mos ravishda 40 mg/l va 170 mg/l ni tashkil etadi.

Kuzatilgan ob'ektlardan olingan tashlama suvning o'rtacha yillik miqdori

T/r	ob'ektlar	I - yarim yilda, ming m ³ (%)	II - yarim yilda, ming m ³ (%)	Jami ming m ³
1.	№ 1 tashlama quduq	23,2(57)	17,3(43)	40,5
2.	№ 4 tashlama quduq	8,5(67)	4,2(33)	12,7
3.	№ 5 tashlama quduq	45,1 (57)	34,3(43)	79,4

Kuzatilgan ob'ektlardan olingan suv namunalari kimyoviy tahlili

T/r	Quduq raqami	Qattiq qoldiq, mg	Kationlar, mg/l			Anionlar, mg/l					Umum qattiqlik, mg-ekv/l	pH
			Ca ⁺²	Mg ⁺²	Na ⁺ , K ⁺	CO ₃ ⁻²	HCO ₃ ⁻	SO ₄ ⁻²	Cl ⁻	NO ₃ ⁻		
1.	1	3260	545	143	308	4	177	1934	326	2,6	39,0	8,7
2.	2	1680	140	170	119	24	110	658	351	6,0	31,0	8,6
3.	3	3100	184	190	498	12	372	1255	487	7,9	24,8	8,1
4.	18	2260	192	107	414	12	323	967	365	16,0	18,4	8,3
5.	28	1340	160	122	121	0,0	159	576	306	3,7	18,0	7,8
6.	38	1540	184	58	265	12	207	597	319	20,1	14,0	8,2
7.	82	1320	120	85	274	24	415	391	324	4,1	13,0	8,4
8.	110	1620	201	195	66	00	177	165	801	6,6	26,0	8,1



1-rasm. O'rganilayotgan ob'ektlarda o'lchov ishlari amalga oshirilmoqda

Ishlatish uchun yig'ilgan suv miqdorini ko'paytirish maqsadida shahar hududidagi er osti suvi taxliliy o'rganilganda uning sathi joyiga qarab 5 metrdan boshlab ba'zi joylar 100 metrgacha etishi aniqlangan va kuzatilgan tashlama quduqlarning quvvati esa yilida o'rtacha 10-80 ming m³ suvni tashkil etadi (2-jadval). Kuzatilgan tashlama quduqlarda suvning miqdori yilning birinchi yarim yilida 60 foizni tashkil etishiga sabab bahor mavsumida nisbatan yog'ingarchilikni ko'p bo'lishi bilan izohlashimiz mumkin.

Yer osti suvlari tarkibi kimyoviy taxlil qilinganda minerallar miqdori ko'p bo'lib istemolga yaroqsizligi aniqlandi. Ushbu suv tarkibini asosan ishqoriy va ishqoriy yer metallarining sulfat-xloridli tuzlari tashkil etadi (miqdori 1,4-6,9 g/l), suvning umumiy qattiqligi esa quduqlar joylashishiga qarab 11-49 mg-ekv/l gacha bo'lishi ko'rsatilgan (3-jadval).

Shahar yer osti suvlari ifloslovchi komponentlardan temir ionlari tekshirilganda 0,35-3 mg/l (REChK = 0,3 mg/l), ammoniy ionlari 2,94-10

mg/l (REChK= 2 mg/l) va nitrat ionlari esa 48-78 mg/l (REChK = 45 mg/l) tashkil etishi aniqlandi (6).

Keltirilgan taxlil natijalari xulosa qilinganda hududda mavjud bo'lgan er osti suvi inson uchun istemolga yaroqsiz bo'lgani bilan texnik suv sifatida sug'orish ishlarida foydalanish, ayniqsa uning tarkibida azot saqlagan komponentlar miqdori nisbatan ko'p bo'lishi yanada istiqbolli ekani ko'rinadi. Foydalanish uchun muljallangan er osti suvlari ma'lum bir miqdorini kimyoviy ko'rsatgichlarini yaxshilash maqsadida yog'ingarchilik paytida yig'ilgan suvga qo'shish mumkin. Tabiiy qor va yomg'ir suvlari yig'ishga muljallangan gidrotexnik inshootga, er osti suvlaridan olinib teng miqdorda aralashtirilsa foydalanish uchun jami 100 000 m³ suv zahirasi hosil qilinadi bu esa yanada ko'proq maydonlarni sug'orish imkoniyati paydo bo'ladi. Suv taqchil bo'lgan xududlarda tabiiy suv resurslaridan oqilona foydalanish uchun targ'ib etilayotgan "Aqlli suv tizimi" tadbiri etilsa, gidrotexnik inshootlar barpo etilib ularni texnik holati va ishlash xafsizligi ta'minlansa hamda ularni sug'orishda suv yo'qotishi kamaytirilib aniq joylarga yo'naltirilsa uning iqtisodiy samaradorligi yanada katta ekanligiga ishonch hosil qilamiz.

Mamlakatimizda amalga oshirilayotgan iqtisodiy islohatlarni joylarda to'liq bajarish uchun tabiiy boyliklardan biri bo'lgan tabiiy suv resurslardan ham tejab-tergab foydalanish jamiyatimizning ustuvor siyosati bo'lib qolmog'i kerak. Tabiiy suv resurslaridan foydalanish tizimini joriy etish buyicha ta'sirchan ragbatlantirish mexanizmlarini yaratish va suv tejaydigan zamonaviy texnologiyalarni joriy etish maksadga muvofiqdir.

Olib borilgan kuzatishlar natijasida qilingan taxlillar shuni ko'rsatdiki, chul sharoitida tabiiy suv resurslaridan unumli foydalanish va uning iqtisodiy samarasini yanada oshirish maqsadida quyidagi takliflarni amalga oshirish mumkin:

1. Shaharda ekilib parvarishlanayotgan maysa va daraxtlarni imkon darajasida obi-hayot bilan ta'minlash hamda ekologik muhitni yaxshilash.
2. Toza yumshoq suvga ehtiyoji bo'lgan kichik korxonalarni va tadbirkorlarni ekologik toza suv bilan ta'minlash.
3. Suv havzasi sifatida qiziquvchan yoshlarni suv sporti bilan mavsumiy shug'ullanish imkoniyatini yaratish.
4. Suv yo'llaridagi turli qurilmalar va avtomobil yo'llariga etkazilayotgan zararni kamaytirish.
5. Toza ekologik suv qumga besamar singib ketishini oldini olish.

Bibliografik ro'yxat:

1. Mirziyoev Sh. «Yangi O'zbekiston Strategiyasi». – Toshkent, 2021 yil. 162-167 betlar.
2. Berezikov E. Tirik suv. – Toshkent: G.Gulyam nashriyoti, 1991 yil. 28-30 betlar.
3. Masson M.E. Sardoba sardobalarini o'rganish muammosi. – Toshkent. O'zbekiston SSR Xalq Komissarlari Soveti huzuridagi Fanlar qo'mitasi nashri. 1935 yil. – № 8. 21-22 betlar.
4. Xoliqova R. Abdallaxon ijodi va sardobasi // SANAT, 2003 yil. – № 1. 35-38 betlar.
5. Karimov Z.T. Qizilqumning oltin poytaxti. // Bukhoro mavjlari, – №4, 2017 yil. 16-19 betlar.
6. Markaziy kon boshqarmasi LOOS TsLKUT hisoboti. – Zarafshon, 2016 yil. 6-9 betlar.

URAN KONLARI TARIXIDAN



Raupov X.R.,
«NKMK» AJ jamoatchilik aloqalari bo'yicha
direktor, t.f.n., dotsent

XX asrning 20-50-yillarida O'rta Osiyo hududida geologlar tomonidan olib borilgan geologik qidiruv ishlari natijasida uran konlari topildi. Maqolada uran konlari, uni qayta ishlash bilan bog'liq jarayonlar, ishlab chiqarish korxonalarining tarixi yoritilgan.

Tayanch iboralar: Qizilqum, Uchquduq, geologiya, uran, kombinat, geotexnologik kon.

Месторождения урана были открыты в 30-х и 50-х годах XX века в результате геологоразведочных работ, проведенных геологами на территории Средней Азии. В статье описаны месторождения урана, процессы, связанные с его переработкой, история создания производственных предприятий.

Ключевые слова: Кызылкум, Учкудук, геология, уран, комбинат, геотехнологический рудник.

XX asrning 40-50-yillarida sobiq Ittifoq va AQSH o'rtasida yadro qurolini yaratish bo'yicha raqobat vujudga kelganligi ma'lum. Bu to'g'risida ko'plab ilmiy maqolalar va kitob yozilgan. Olimlar tomonidan atom energiyasi olish uchun keng ko'lamlari tadqiqotlar olib borildi. Rus olimi V.I. Vernadskiy 1922 yilda Kimyo-texnik ilmiy nashriyoti tomonidan chop etilgan "Insholar va nutqlar" kitobida atom energiyasi to'g'risida o'zining qarashlarini bayon etadi.

Sovet hukumati tomonidan O'rta Osiyo hududida tabiiy radioaktiv xomashyoni qidirib topish bo'yicha geologik qidiruv ishlari boshlab yuboriladi. 1922 yilda S.P. Aleksandrov boshchiligidagi Tuyamuyin konida qidiruv ishlari qayta boshlanib, 1923 yilda undan ruda qazib olish ishlari boshlanadi. 1925 yilda geolog olim S.F. Mashkoves tomonidan Taboshar hududidagi qadimgi konlarda olib borilgan qidiruv ishlari natijasida radioaktiv minerallar mavjudligi aniqlanadi. 1926 yilda esa bu hududda yana bir geolog olim B.N. Nasledov tomonidan qidiruv ishlari davom ettiriladi. Natijada 1927 yilda uning partiyasidagi I.P. Novoxatovsiy tomonidan uran koni topiladi. Shuningdek, Shimoliy Farg'onaning Moylisoy daryosi bo'ylarida geolog Y.K. Pisarchik tomonidan olib borilgan qidiruv ishlari natijasida yuqori radioaktiv ma'danlar topiladi [1]. Bu esa bu yerda uran borligiga ishora edi. Keyinchalik bu joyda yirik uran konlar topilib, uni qazib olish ishlari boshlandi.

Ikkinchi jahon urushi yillarida sobiq Ittifoqning olimlari uran bo'yicha tadqiqot ishlari to'xtovsiz olib borishgan. 1943 yilning boshlarida Tojikistonning Taboshar konida (Taboshar – IX-X asrlarda lloq konlari guruhidagi metall koni. Qurama tizmasi janubiy-g'arbiy yon bag'ridagi Qoramozor tog'ining Tabosharsoy havzasida joylashgan) uranni qazib olish va qayta ishlash ishlari boshlanadi.

Sobiq Ittifoq Davlat mudofaa qo'mitasining 1945 yil 15 maydagi qarori bilan Tojikistondagi Tuyamuyin va Taboshar, Adrasman va Moylisoy hamda Uyg'ursoy va uran konlari negizida NKVD tizimiga kirgan 6-sonli kon-kimyo kombinati tashkil etiladi [2] (keyinchalik Leninobod kon-kimyo kombinati). Kombinat tashkil etilgandan so'ng uning xom-ashyo bazasini yanada kengaytirish maqsadida yangi konlarni ochish ishlariga katta e'tibor qaratildi. Jumladan, 1949 yilda Alatanga va Kattasoy, 1952 yilda Chovli, 1953 yilda Chorkesar, 1954 yilda Moylikatan, 1955-yilda Rizak va 1956 yilda Jekindek konlari ochildi. Mazkur kombinat ko'p yillar davomida Ittifoq atom sanoati uchun uran yetkazib beradi.

Shu bilan bir qatorda uran bo'yicha ilmiy tadqiqot ishlariga katta e'tibor berila boshlandi. Jumladan, 1943 yilda Ittifoqda uran bilan bog'liq

ilmiy-tadqiqotlarni olib borish maqsadida Davlat mudofaa qo'mitasining "Uran qazib olish va ishlab chiqarish bo'yicha geologik qidiruv ishlarni tashkil etish haqida"gi farmoyishida Ittifoq Fanlar akademiyasiga uning O'zbek filialida uranni aniqlab beradigan radiometrik laboratoriyani tashkil etish bo'yicha topshiriq beriladi [3].

Ma'lumki, XX asrning 30-50 yillarida geologlar tomonidan Qizilqum sahosida ham keng ko'lamlari geologik qidiruv ishlari olib boriladi. 1930-yilda Qizilqumning Aminzatov hududida uran borligi haqidagi dastlabki ma'lumotlarni bu yerda tadqiqot olib borgan geolog Y.M. Golubkova qayd etib o'tadi. 1931-yilda geolog A.Sosedko Tomditov, Bukantov va Altintov hududida uran mavjudligi to'g'risida o'z qarashlarini aytadi. 1938 -yilda T.Myastovskiy Altintov hududida uran borligini topadi. Bu boradagi ishlar keyinchalik boshqa geologlar tomonidan ham davom ettiriladi [4].

O'zbekiston hududida olib borilgan dastlabki geologik qidiruv tadqiqotlari natijasida Uchquduq hududida yirik uran konlari topildi. O'sha paytda sobiq Ittifoqning atom sanoati uchun zarur bo'lgan uranni qazib olish ishlari tezlashtirish maqsadida boshqa respublikalardan bu yerga ko'plab soha mutaxassislari yuborildi. Uchquduqda uran konlarini o'zlashtirish ishlari boshlab yuborildi.

Navoiy kon-metallurgiya kombinati Uchquduq hududida uran rudasini qazib olish va qayta ishlash maqsadida tashkil etilgan edi [5]. 1958-yil 20-fevralda sobiq Ittifoq hukumatining qarori bilan Navoiy kon-metallurgiya kombinati (1967 yil 1 yanvarga qadar korxonalar O'rta mashinasozlik vazirligining 2-sonli kombinati deb nomlangan) tashkil etildi.

1958 yilda Uchquduq uran konlarining bir qismini sanoat usulida o'zlashtirish boshlandi. Vaholanki, uranni qazib olish ishlari bu yerda ancha murakkab bo'lgan. Negaki, bu yerda uranni qazib olish ishlari birinchi bor olib borilayotgan, qolaversa, uning zaxiralari murakkab kon-geologik sharoitlarda joylashgan edi. Bu esa o'z navbatida ilmiy tadqiqot ishlarida va konni o'zlashtirishda yangi texnologik usullar, eng samarali uslublarini qo'llashni talab qilardi. Shu sababli, uranni ochiq va yer osti usulida qazib olish ishlari bir vaqtda olib boriladi.

XX asrning 50-yillarida sobiq Ittifoqning maxsus ilmiy tadqiqot instituti xodimlari olib borgan ilmiy tadqiqot ishlari natijasida Uchquduq urani fizik-kimyoviy xususiyatining o'ziga xosligi, texnik tuzilishi (sxemasi) bilan boshqa uran konlaridan ajralib turishi aniqlanadi. Uchquduqda uran konlarini izlab topish maqsadida tajriba sexi tashkil qilindi. Shu bilan bir qatorda uranni qayta ishlaydigan zavodni ham barpo etish zarur edi. Yangi gidrometallurgiya zavodi qurilishi uchun

qulay joy kerak edi. Mutaxassislarining o'rganishlari natijasida mazkur zavodni qurish uchun temiryo'lga yaqin bo'lgan Karmana (hozirgi Navoiy shahri) hududi tanlandi. Buning uchun bir qancha omillar, ya'ni birinchidan, bu yerda Karmana temiryo'l stansiyasining mavjudligi, ikkinchidan, Zarafshon daryosiga yaqinligi, uchinchidan, yangi issiqlik elektr stansiyasini barpo etish uchun imkoniyat mavjud edi. 1964 yilda 1-gidrometallurgiya zavodining birinchi navbati ishga tushirildi [6].

Konchilar tomonidan rudani qazib olish uchun ochiq va shaxta usullaridan keng foydalanildi. Natijada o'n bitta karyer va yerosti qazish ishlarini olib borish uchun o'n to'rtta shaxta ishga tushirildi. 1962-yilda "Uchquduq" geotexnologik koni tashkil etildi.

Uranga bo'lgan ehtiyojning ortib borishi sababli "Uchquduq" geotexnologik konidagi sayoz va og'ir kon-geologik sharoitlarida joylashgan uran rudasini qazib chiqarishda an'anaviy ochiq va yerosti usulidan ko'ra uranni yerostida eritma hosil qilish yo'li bilan olish samarali edi. Buning uchun shu kabi konlarni ishga tushirishning yangi texnologik usulini yaratish bo'yicha tajriba-sinov ishlari olib borildi. Mazkur yangi texnologik usulda – uran yerosti quduqlarida eritib saralanadi. Ya'ni bu usul bilan qattiq material tarkibidagi elementlar eritmalar yordamida ajratib olina boshlandi. Uran qazib chiqarishning mazkur ilg'or usuli kombinat mutaxassislarining sa'y-harakatlari bilan amaliyotga joriy etildi. 1969-yildan boshlab mazkur texnologiya keng tatbiq etilishi natijasida oldinlari ochiq kon usulida ishlash uchun yaroqsiz hisoblangan "Aytim" konida yangi uchastkalar ishga tushirildi [7].

Yangi tashkil etilgan kombinatni malakali kadrlar bilan ta'minlash maqsadida "Taboshar" (Tojikiston) va "Moylisoy" (Qirg'iziston) uran konlaridan sohaning tajribali mutaxassislari jalb etildi.

Qizilqumda uran konlari topilishi, o'z navbatida, bu yerda aholi yashash joylari ham barpo etilishiga olib keldi. Uchquduq shahrining tarixi bu yerda uran konining ochilishi bilan bog'liq. Uchquduq shahrining qurilishi 1956-yil bahorida boshlanib, dastlabki uy-joylar harbiylar tomonidan baraklar shaklida barpo etildi [8].

O'zbekiston hukumatining 1959 yil sentyabrda 343-sonli qarori bilan Uchquduqqa shahar tipidagi posyolka maqomi berildi. Mazkur hududga 1960-61 yillarda 290 kmlik Karmana-Uchquduq temir yo'li qurildi, 60 km bo'lgan Mingbuloq-Uchquduq suv quvuri va 320 km. elektr liniyasi olib kelindi [9].

O'zbekiston hududida uran qazib oluvchi asosiy bo'linmalaridan biri bu 5-kon boshqarmasi edi. Mazkur uran qazib oluvchi korxonada 1971-yil 1 fevralda Leninobod kon-metallurgiya kombinatining tajriba-sanoat uchastkasi sifatida tashkil etilgan [10].

Uchquduqdagi uran konining ochilishidan keyin hudud bo'ylab olib borilgan geologik qidiruv ishlari yana ko'plab konlar ochilishiga sabab bo'ldi. Mazkur boshqarmaga qarashli "Istiqlol" ("Tohumet") koni 1958-yilda topilgan. Keyinchalik, ya'ni 1959-yilda "Shimoliy Bukinoy" va 1961-yilda Qoratog'dagi "Janubiy Bukinoy", 1978-yilda "Beshkak", 1976-yilda "Sugrali" uran konlari ochildi [11].

So'nggi 20 yilda "Shimoliy Konimex", "Aulbek", "Kuhnur", "Aksay-1", "Terequduq", "Janubiy Sugrali" kabi uran konlari ishga tushirildi. 1975

yilda hozirgi Konimex tumani hududidagi Kokcha ovuli yonida Zafarobod qo'rg'oni barpo etildi. Mustaqillikning dastlabki yillarida kon boshqarmasi faoliyatida qiyinchiliklar paydo bo'ldi. Iqtisodiy tanglik vujudga keldi. Negaki, mazkur boshqarma sobiq Ittifoq davrida O'rta mashinasozlik vazirligiga qarashli Leninobod kon-kimyoy kombinati tarkibida edi. 1993-yilda 5-kon boshqarmasi Tojikistonning Leninobod kon-metallurgiya kombinatidan Navoiy kon-metallurgiya kombinati tarkibiga o'tkazildi [12].

Kon boshqarma tarkibida o'n to'rtta uran konlarini o'zlashtirayotgan 4 ta geotexnologik konlar mavjud. 1- va 2-geotexnologik konlarida tayyor mahsulot chiqarish bilan birga mahsuldor eritmalar AR-0 markasidagi ammoniy perrenati shaklida reny olinmoqda. Boshqarmaga qarashli "Yog'du", "Kuhnur", "Janubiy Sugrali", "Shimoliy Konimex", "Teriquduq" kabi yangi konlarda oksidlanish reagentlarini tanlash, yangi uskunalarni sinab ko'rish hamda noqulay kon-geologik sharoitlardagi (qatlamlarning katta chuqurlikda joylashgani, yuqori karbonatlilik, yer osti suvlari haroratining yuqoriligi va boshqalar) uranni qazib chiqarishda kon ustini ochish va yer ostida eritib olishning samarali texnologiyalarini aniqlash maqsadida sinov va tajriba-sanoat ishlari olib borildi.

Yana bir uran koni bu - Samarqand viloyatining Nurobod tumani hududidagi "Sobirsoy" konidir. Mazkur kon 1964-yilda tashkil topgan. Bu yerda keyinchalik Sharq, Agron, Nurbuloq, Ulus kabi kichik uran konlari ishga tushirilgan [13].

1-gidrometallurgiya zavodi bugungi kunda mamlakatimizda uran chala oksidini ishlab chiqaradigan yagona zavoddir. Mustaqillik yillarida zavodda jismonan va ma'nan eskirgan asbob-uskunalar yangilandi hamda zamonaviy texnologik jarayonlarni boshqarishning avtomatlashtirilgan tizimlari va nazorat-o'lchov asboblari o'rnatildi. Natijada, uran chala oksidini ishlab chiqarish hajmi 30 foizga oshdi. Tayyor mahsulot sifati jahon standartlariga javob beradi va dunyoning turli mamlakatlariga eksport qilinadi. Mahsulot raqobatbardoshligi va uni yetkazib berishning ishonchiligi kombinatga jahon uran bozoriga kirishga hamda uran ishlab chiqarish bo'yicha dunyoda beshinchi o'rinni egallashga imkon berdi.

Butunjahon yadro assotsiyatsiyasining ma'lumotlariga ko'ra bugungi kunda uran zaxiralari 6 mln 142 ming tonnadan ortiqroqdir. O'zbekiston o'zining 139 200 tonna uran zaxirasi bilan o'ninchi o'rinda. Uran chala oksidini ishlab chiqarish bo'yicha mamlakatimiz 5-o'rinda turadi [14].

O'zbekistonda ishlab chiqarilgan uran chala oksidi "Itochu Corporation" (Yaponiya), "Marubeni Corporation" (Yaponiya), "Cameco Corporation" (Kanada), "Korea Hydro & Nuclear Power Co.Ltd." (Koreya Respublikasi), "CGNPC Uranium Resources Co.Ltd." (Xitoy) kabi xorijiy kompaniyalar va boshqa bir qator yirik qayta ishlash zavodlariga yetkazib beriladi.

2022 yil 1 yanvardan "Navoiy kon-metallurgiya kombinati" davlat korxonasi transformatsiya qilindi. Mamlakatimizda tabiiy uran va nodir metallarni qazib olish bo'yicha "Navoiyuran" davlat korxonasi tashkil etildi. Bu korxonada kelgusida mamlakatimiz iqtisodiyoti ravnaqi yo'lida muhim ahamiyatga ega bo'lgan loyihalarni amalga oshiradi.

Bibliografik ro'yxat:

1. Petruxin N.P. Uran qazib olish tarixi. – Moskva, 2020. 10-11, 109 betlar.
2. Kuznetsov A.A. Atom davri. Xronika va fotosurat. – M.: ROSATOM, 2020. – 19 bet.
3. Navoiy kon-metallurgiya kombinati. Yaratilish va rivojlanish tarixi. – T.: IPAK "Shark", 2002. – 11 bet.
4. Sanaqulov Q., Raupov X., Sadriddinov N. Yangilanayotgan O'zbekiston: Navoiy kon-metallurgiya kombinatining yangi tarixi. – T.: "SAHHOF", 2021. – 10 bet.
5. Sanaqulov Q. Yangi istiqbollar sari. – T.: "MASHHUR-PRESS", 2018. – 12 bet.
6. Sanaqulov Q., Raupov X., Sadriddinov N. O'zbekistonda kon-metallurgiya tarixi. – T.: "MASHHUR-PRESS", 2019. – 191 bet.
7. Kucherskiy N.I., Astvatsuryan G.G., Berdnikov E.A. va boshqalar. Navoiy kon-metallurgiya kombinati. Yaratilish va rivojlanish tarixi. Tahrir: Rizaev S.R. 14-323 betlar.
8. Asrga tatigulik yillar. Albom-kitob. Ma'sul muharrir X. Raupov. – T.: "SAHHOF", 2021, 14-82 betlar.
9. Sanaqulov Q., Raupov X., Sadriddinov N. O'zbekistonda kon-metallurgiya tarixi. – T.: "MASHHUR-PRESS", 2019. – 221 bet.
10. Sanaqulov Q. Yangi istiqbollar sari. – Toshkent: "MASHHUR-PRESS", 2018. – 54 bet.
11. Djulibekov N. Navoiy KMning turli rivojlanish bosqichlarida moliyaviy-iqtisodiy jihatlari. Monografiya. – T.: "SAHHOF", 2020. 83-86 betlar.



САГДИЕВА МУЯССАР ГАЙБУЛЛАЕВНА



В декабре 2022 года исполнится 75 лет со дня рождения и 50 лет с начала научно-исследовательской деятельности Сагдиевой Муяссар Гайбуллаевне – известному учёному, доктору биологических наук, профессору, руководителю Проекта «Биотехнология комплексной переработки техногенных отходов АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» Института микробиологии АН РУз.

М.Г. Сагдиева родилась 18 декабря 1947 года в г. Карши Кашкарьинской области.

В 1965 г. Муяссар Гайбуллаевна закончила среднюю школу с серебряной медалью поступила на биолого-почвенный факультет Московского государственного университета им. М.В. Ломоносова (МГУ).

В 1970 г. поступает в аспирантуру биолого-почвенного факультета МГУ, при этом выбрав тему диссертационной работы по вилту хлопчатника, чтобы быть востребованным учёным на своей Родине.

В 1974 г. успешно защищает кандидатскую диссертацию по теме «Пектолитические ферменты *Verticillium dahlia* Kleb, возбудителя вилта хлопчатника и возможные механизмы их подавления» и направляется на работу в Отдел, а позднее Институт биоорганической химии, созданный Президентом Академии наук УзССР академиком А.С. Садыковым. С 1974 г. в этом институте работает в должности младшего научного сотрудника лаборатории полифенолов по проблеме защиты хлопчатника от вилта, приносящего большой ущерб хлопководству в Средней Азии.

В 1977 г. её переводят на должность старшего научного сотрудника и руководителя группы по микробиологическому выщелачиванию золота.

В тот период в Узбекистане бурно развивается золотодобывающая промышленность, открываются новые золотосодержащие месторождения, руды которых относятся к золотосульфидным, и не подвергаются переработке классическими методами извлечения. В то же время в мире развиваются новые технологии, позволяющие перерабатывать упорные золотосодержащие руды с использованием микроорганизмов.

Таким образом, в 1977 г. Сагдиева М.Г. практически начинает новое направление в Узбекистане «Бактериально-химическое выщелачивание упорных золотосульфидных руд и концентратов Узбекистана».

Под руководством М.Г. Сагдиевой было проведено микробиологическое обследование практически всех золоторудных месторождений республики: Мурунтау, Кокпатас и Даугызтау, а также Зармитан Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК), Кочбулак, Каульды, Пирмираб, Гузаксай и Марджанбулак производственного объединения «Узбекзолото».

Также было проведено микробиологическое обследование медьсодержащих полиметаллических руд месторождения Кальмакыр, отвальных забалансовых руд хвостов флотации медно-обогатительной фабрики (МОФ) АО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат» (АГМК). Экспериментально было показано широкое разнообразие рудных микроорганизмов, законо-

мерности распространения их в различных месторождениях, роли микроорганизмов в процессах окисления сульфидных минералов и выщелачивании цветных, благородных и редких металлов. Основными заказчиками этих исследований являлись Навоийский горно-металлургический комбинат и ПО «Узбекзолото».

На основании проведенных исследований и перспектив данного направления в 1979 г. группа была реорганизована в первую в системе Академии Наук Республики Узбекистан (АН РУз) отраслевую лабораторию, заведующей которой была кандидат биологических наук Сагдиева М.Г.

В 1988 г. отраслевая лаборатория была переведена в Институт микробиологии АН РУз и переименована в лабораторию рудной микробиологии и биоготехнологии. Результаты проведенных исследований легли в основу докторской диссертации М.Г. Сагдиевой на тему: «Микроорганизмы золоторудных месторождений Узбекистана и их использование в извлечении благородных металлов», которая успешно была защищена в 1998 г.

Сагдиева М.Г. активно участвовала в работе ряда зарубежных, отечественных и республиканских симпозиумов, конгрессов, конференций, а также зарубежных поездок (Болгария, Германия, Соединенные штаты Америки, Южно-Африканская Республика, Чехословакия и другие), а так же были выполнены многочисленные проекты, хозяйственные работы с ПО «Узбекзолото», с Навоийским и Алмалыкским горно-металлургическими комбинатами. Кроме этих исследований были выполнены два международных гранта Украинского научно-технологического центра, в котором она являлась руководителем.

Сагдиевой М.Г. опубликовано: 240 публикаций, из них 112 статей (72 республиканских, 32 – СНГ, 8 – дальше зарубежье); 128 тезисов (82 республиканских, 32 – СНГ, 14 – дальше зарубежье); 4 авторских свидетельства и 2 патента.

Ею подготовлены 1 доктор технических наук и 3 кандидата биологических наук, 1 кандидат технических наук, 28 магистрантов и 125 бакалавров.

С 1998 г. по настоящее время она является членом Научного Совета по защите докторских диссертаций по специальностям: микробиология и биотехнология.

Награждена дипломом и премией ГКНТ РУз и юбилейной медалью в честь 20-летия и 30-летия Независимости Республики Узбекистан, нагрудными знаками «Горняцкая слава» III-степени, «Ветеран труда».

Руководство АО «НГМК», АО «АГМК», ГП «Навоийуран», НГГТУ, Институт Микробиологии АН РУз, ГУ «ИМР», ТГТУ им. И. Каримова, Алмалыкский филиал НИТУ «МИСИС», Алмалыкский филиал ТГТУ, ООО «O'zGEORANGMETLITI», редакция журнала «Горный вестник Узбекистана», а так же друзья и коллеги поздравляют Сагдиеву Муяссар Гайбуллаевну с 75-летним юбилеем и желают ей крепкого здоровья, дальнейших творческих успехов и плодотворной научной деятельности.



**МАЛЫШЕВ ЮРИЙ
НИКОЛАЕВИЧ**
(01.09.1939 – 05.09.2022 гг.)

На 84-м году жизни скончался советский и российский учёный, специалист в области горнодобывающей промышленности, академик РАН, президент Академии горных наук, Председатель Высшего Академического совета Евразийской Академии горных наук, Почётный президент НП «Горнопромышленники России», директор Государственного геологического музея им. В.И. Вернадского.

Юрий Николаевич Малышев – выдающийся учёный, которому удалось реструктурировать советскую угольную промышленность, оставил нас 5-го сентября.

Юрий Николаевич Малышев родился 1 сентября 1939 года в Воронеже, а вырос в Алма-Ате.

Трудовую деятельность начал в 1956 г. Прошёл все ступени большого профессионального пути – от подкатчика шахты треста «Прокопьевскуголь» до президента ОАО «Росуголь».

После окончания в 1963 г. Кемеровского горного института работал на инженерных и руководящих должностях ПО «Южжубассуголь».

В 1985 г. стал генеральным директором этого объединения.

В 1989 г. коллектив Института горного дела имени А.А. Скочинского на основе всесоюзного конкурса избрал Юрия Николаевича директором института, где он работал до 1993 г, при этом с 1992 г. являясь председателем Комитета по угольной промышленности Министерства топлива и энергетики Российской Федерации.

В 1993 г. распоряжением Совета министров СССР Ю.Н. Малышев назначен генеральным директором Государственного предприятия «Российская угольная компания» («Росуголь»).

В 1997 г., после преобразования компании в акционерное общество, стал её президентом и возглавил созданную Академию горных наук. С 1997 г. Юрий Николаевич руководил Союзом промышленников и предпринимателей угольной отрасли, а с 1999 по 2013 г. был президентом НП «Горнопромышленники России», по настоящее время являлся его Почётным президентом.

Академик Ю.Н. Малышев – видный учёный в области горных наук и разработки месторождений полезных ископаемых. Его научные интересы: научные основы создания интенсивной технологии подземной разработки мощных и средней мощности угольных пластов; методы обоснования рациональных технологических схем и параметров выемки пластов в различных горно-геологических условиях; направления совершенствования технологий подземной добычи угля с учётом особенностей развития научно-технического прогресса; научно-методический подход к вскрытию, подготовке и отработке шахтных полей самостоятельными участками, который используется проектными институтами угольной промышленности.

Выдающиеся заслуги и достижения Юрия Николаевича получили высокую оценку: он награжден орденами Почёта, «За заслуги перед Отечеством» III степени, «За доблестный шахтерский труд»,

знаком «Шахтерская слава» трёх степеней, золотым знаком «Горняк России», международной медалью Всемирного конгресса им. Круппинского, золотой медалью Дизеля – Немецкого института изобретений (ФРГ), Командорским крестом ордена «За заслуги перед Польской республикой», многими наградами общественных организаций. Он удостоен звания лауреата премии Совета министров СССР (1984 г.), премии Ленинского комсомола (1990 г.), Государственной премии Российской Федерации (1993 г.), премии Правительства Российской Федерации (2001 г.), а также звания «Почётный шахтёр». В 2016 г. за заслуги в развитии науки, образования, подготовке квалифицированных специалистов и многолетнюю плодотворную работу Юрий Николаевич награждён Орденом Дружбы.

Юрий Николаевич стал инициатором активного развития старейшего академического музея Москвы, как современного научного, информационного, просветительского, образовательного и культурного центра, объединяющего деятельность научных учреждений и производственных предприятий, работу образовательных и общественных организаций, стремление молодежи к горно-геологическим знаниям, экологии, наукам о Земле в целом. Эти задачи требовали изменений в системе работы музея, финансовых вложений. Проведена реконструкция здания, техническое оснащение, развитие новых для музея видов деятельности, вывод из забвения уникальных коллекций Государственного геологического музея им. В.И. Вернадского РАН. На его базе работают «Клуб юных геологов», учебная имитационная шахта «Академическая», активно развивается сотрудничество с регионами России и зарубежными странами, открыт современный информационный центр для работы с электронными ресурсами в области геологии, недропользования, экологии «Инфотека ГГМ РАН».

Ю.Н. Малышев автор более 160 научных работ, 50 патентов и изобретений. Малышев был членом редсоветов журналов «Уголь», «БЕРГ-Привилегии», Общественного совета Федеральной службы по экологическому, технологическому и атомному надзору, членом-корреспондентом Международной инженерной академии, заместителем председателя Международного организационного комитета Всемирного горного конгресса (МОК ВГК), членом Международного комитета по научным исследованиям в угольной промышленности и Международной инженерной академии Югославии.

Юрий Малышев – это историческая личность для угледобывающего комплекса.

Руководство АО «НГМК», редакция журнала «Горный вестник Узбекистана, а так же горно-металлургическая общественность Узбекистана выражает свои глубокие соболезнования родным и близким Юрия Николаевича Малышева.

МОДУЛЬНЫЕ ФАБРИКИ «SEPRO»



Оптимальная
конфигурация
Стабильные
показатели
Высокая
надёжность



Телефоны/ WhatsApp
для оперативной связи:
Узб. +998 91 162 1404
США +1 603 275 2000
СНГ +7 926 224 02 04



Инжиниринг
Проектирование
Изготовление
Поставка
Шеф-монтаж
Запуск



Simba E7

Буровые установки «Epiroc» для промышленного бурения при проведении подземных горных работ.