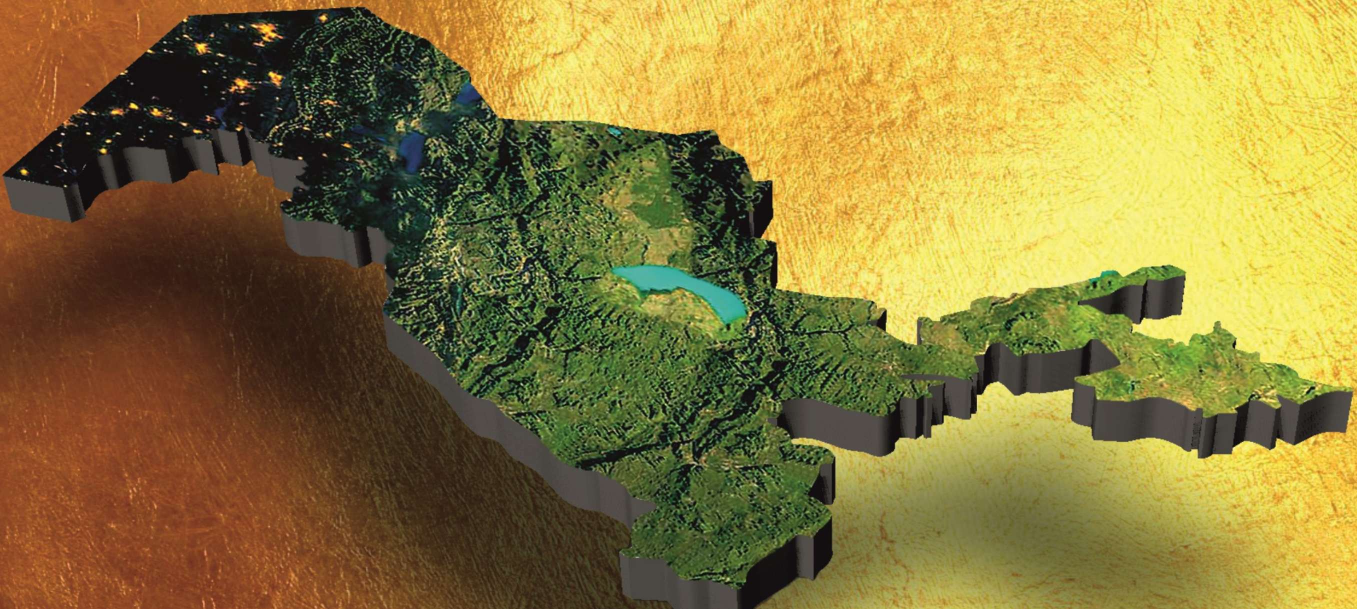
ISSN 2181-7383

O'zbekiston
KONCHILIK XABARNOMASI
ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

4
№ 83
Oktabr - Dekabr 2020

НАУЧНО - ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ
ГОРНЫЙ ВЕСТНИК
УЗБЕКИСТАНА



ГОРНЫЙ ВЕСТНИК Узбекистана № 4 (83) Октябрь - Декабрь 2020
O'zbekiston KONCHILIK XABARNOMASI

№ 4 (83) 2020

O'zbekiston KONCHILIK XABARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

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

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:
"Navoiy KMK» DK, "Olmaliq KMK" AJ,
"O'zGEORANGMETLITI" DUK

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.

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

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

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

Muqova, dizayn, terish bo'yicha mas'ul:
Yu.Z. Sodikova

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

Chop qilindi:
NKMK bosmaxonasida
210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi, 25 uy
Тел. +99879 227-75-56

Nashr etishga 12.12.2020 y. imzolandi

A3 formatda. Adadi 250 nusxa

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

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

При финансовой поддержке:
ГП «Навоийский ГМК», АО «Алмалыкский ГМК»,
ГУП «O'zGEORANGMETLITI»

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

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

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

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

Обложка, дизайн, компьютерная вёрстка:
Содикова Ю.З.

Ответственный за публикацию и обновление электронной формы журнала:
Шарафутдинов У.З.

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

Подписано в печать 12.12.2020 г.

Формат А3. Тираж 250 экз.

ISSN 2181-7383
4 780010 201654

MUNDARIJA / ОГЛАВЛЕНИЕ

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA” / “MINING JOURNAL OF UZBEKISTAN”

Scientific, technical and industrial journal

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

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

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

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

Editorial address: 210100, Navoi, st.Navoi 27, Innovation center NMMC.
Tel. +99893 521-78-39
E-mail: U.Sharafutdinov@ngmk.uz, I.Sodikov@ngmk.uz
Website: http://www.gorniyvestnik.uz; http://uzjournals.edu.uz/gorvest
Indexing: Ulrich’s Periodicals Directory
Printed: in the printing house NMMC 210100, Navoi, st.Yujnaya, 25
Tel. +99879 227-75-56

CONTENTS

УДК 622.271

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЛИЯНИЯ ПАРАМЕТРОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ НА ВЫБОР ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ТРАНСПОРТИРОВАНИЯ ГОРНОЙ МАССЫ



Эргашев Х.О.,
заместитель генерального директора НГМК по транспорту, к.э.н.

Уринов Ш.Р.,
начальник отдела международного сотрудничества НГГИ, д.т.н .

Саидова Л.Ш.,
докторант Навоийского отделения Академии наук РУз

Maqolada chuqur karyerlar uchun transport uskunalarini tanlashning dolzarb vazifasi koʻrib chiqiladi. Texnologik transport koʻrsatkichlarining togʻ – kon-texnika sharoitlari bilan oʻzaro bogʻliqligi boʻyicha tadqiqotlar olib borilmoqda. Avtotransport vositalarini tanlashni asoslashda asosiy taʻsir etuvchi omillarga moslashishni hisobga olish kerak. Bermaning kengligi chuqur karyerlar parametrlariga taʻsiri aniqlandi.
Tayanch iboralar: *transport, uskunalar, karyer, yuk, yuk tashish, yuk ortish, manevrlik, qazilma, texnika, transport, aloqa.*

В статье рассмотрена актуальная задача выбора транспортного оборудования для глубоких карьеров. Приведены исследования взаимосвязи показателей работ технологического транспорта с горнотехническими условиями глубоких карьеров. При обосновании выбора автосамосвалов установлена необходимость учета адаптации к основным влияющим факторам. Определено влияние ширины транспортной бермы на параметры глубокого карьера.
Ключевые слова: *транспорт, оборудование, карьер, груз, доставка, перевозка, транспортирование, маневренность, порода, техника, движение, коммуникация.*

Открытый способ разработки сопровождается ростом концентрации производства, увеличением глубины и размеров карьеров, расстояния и сложности транспортирования горной массы. При этом постоянно ухудшающиеся горно-геологические и горнотехнические условия разработки глубоких месторождений являются определяющими факторами в развитии карьерного транспорта. При значительных глубинах работа внутрикарьерного транспорта приобретает свою специфику: значительно увеличиваются расстояния транспортирования горной массы на поверхность; из общей длины транспортных коммуникаций резко возрастает составляющая подъема горной массы; ограниченность фронта работ затрудняет маневренность при производстве транспортных операций; происходит более частое перемещение транспортных коммуникаций, пунктов перегрузки внутри карьера и т.д.

Наибольшее влияние на изменение технико-экономических показателей транспорта оказывают расстояние транспортирования, объем перевозок и глубина горных работ. Многие виды транспорта ухудшают свои показатели при использовании их в глубоких карьерах; снижают скорость движения, затрудняется обмен транспортных средств, ухудшается удобство размещения транспортных коммуникаций, увеличивается время доставки грузов на поверхность и затраты на перевозку пород.

Современная техника и мировой опыт открытых горных работ представлена обширным набором машин и механизмов. При этом техническое обеспечение открытых разработок направлено на использование высокопроизводительных средств механизации при максимальном соответствии рабочих параметров оборудования природным и горнотехническим условиям месторождений и их рациональным сочетанием при сопряженной работе в глубоких горизонтах, повышением единичной мощности и эксплуатационной надежности [1-5].

Изменчивость горно-геологических характеристик скальных месторождений существенно влияет на эффективность добычи полезных ископаемых, значительно усложняя выбор технологических параметров транспортных и других процессов горного производства.

Как правило, при разработке сложного в структурном отношении месторождения неизбежно возникают сложности технологического и технического порядка, связанные с организацией работ, выбором и управлением параметрами технологических процессов, в том числе не менее важным при выборе рациональной схемы транспортирования горной массы.

Основными горнотехническими факторами, определяющими переход на тот или иной вид транспорта в глубоких карьерах являются: увеличение производительной мощности карьера; рост глубины карьера; изменение дальности транспортирования и др.

За полувековой срок эксплуатации карьера Мурунтау извлечено более 1,3 *млрд.м*^{3} горной массы. Общий объем горной массы, выданный из чаши карьера по конвейерным линиям комплекса ЦПТ, с начала эксплуатации составляет более 400 *млн.м*^{3}, из них свыше 168,5 *млн.т* руды. как показывают практические результаты работы, если в начале удельный вес массы, выданной через конвейерные линии составил всего 30 *тыс.м*^{3} или 12,6%, то максимальной годовой производительности 22,5 *млн.м*^{3} удалось добиться уже в 1998 г., что составляет 60% от общего объема извлеченной горной массы из карьера [6].

Отработка карьера ведётся очередями. Горные работы в настоящее время ведутся в границах четвертой очереди разработки до глубины 650 *м*, по которым карьер Мурунтау объединяется с карьером Мютенбай (проектная глубина 300 *м*) и становится единым карьером.

С увеличением глубины карьера Мурунтау начинают выявляться недостатки технологического транспорта. К ним относятся снижение эффективности работы ввиду увеличения расстояния транспортирования, а также рост расхода топлива и загазованность атмосферы карьера. Анализ прироста расстояния транспортирования показывает, что, начиная с 1993 года наблюдался рост расстояния транспортирования горной массы в карьере [7].

Горнотехнические условия работы технологического транспорта на карьере Мурунтау, представленные в таблице показывают, что в первые годы эксплуатации удалось значительно увеличить темпы углубки и сократить расстояние транспортирования горной массы автотранспортом на 2,5 *км* и высоту подъема на 80-100 *м*.

Таблица

Горнотехнические условия работы технологического транспорта

Показатель	Год									
	1970	1975	1980	1985	1990	1995	2000	2005	2010	2015
Глубина карьера, *м*	50	80	140	180	250	305	360	420	555	580
Расстояние перевозки автотранспортом, *км*										
- в отвал	2,5	2,7	2,8	4	4,9	5,3	6,5	7,7	2,76	3,36
-до ДПП ЦПТ (без КНК-270)	-	-	-	1,6	2,2	2,6	2,8	3,0	2,57	2,48
в среднем по карьеру	2,5	2,7	2,8	3,5	3,4	3,9	4,5	5,7	3,33	3,44
Высота подъема горной массы автотранспортом, *м*										
в отвал	15	54	65	127	145	195	240	280	120,3	146,3
-до ДПП ЦПТ (без КНК-270)	-	-	-	29	34	67	70	95	37,6	74,9
в среднем по карьеру	15	54	65	110	107	119	130	165	141,6	153,3

Важной особенностью горнотехнических факторов является то, что они, в отличие от природных, являются управляемыми в определенном диапазоне изменения. Технологические факторы характеризуются тесной взаимосвязью и имеют общие изменения с глубиной разработки на различных карьерах.

Интенсивное увеличение глубины открытых горных работ потребовало изучения влияния горнотехнических условий карьеров на показатели работы технологического автотранспорта.

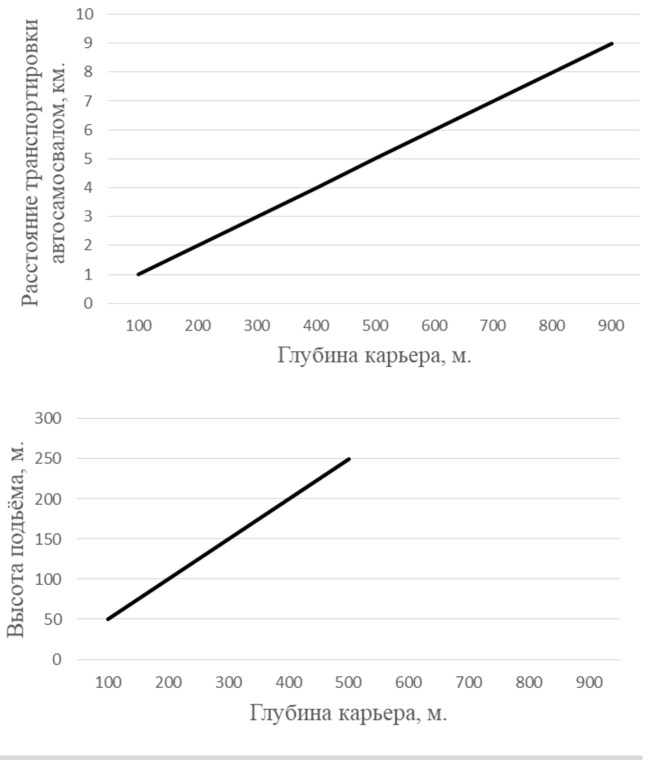


Рис. 1. Взаимосвязь расстояния транспортирования и высоты подъема с глубиной карьера

Показатель глубины карьеров при этом является определяющим. Приведенные фактические показатели горнотехнических условий карьера Мурунтау (см. табл.) позволили получить графическую интерпретацию показателей технологического транспорта с глубиной карьера (рис.1). Представленные зависимости и перечисленные параметры на карьере Мурунтау свидетельствуют о постоянном ухудшении горнотехнических условий эксплуатации технологического транспорта.

Управляющими воздействиями, включающими внедрение высокопроизводительных средств горнотранспортной техники, совершенствование параметров системы разработки, схем вскрытия и транспортных систем карьеров, можно компенсировать отрицательное влияние глубины разработки и поддерживать производительность карьеров на длительные периоды на заданном уровне [8].

За годы эксплуатации карьера Мурунтау осуществлено практически полное и глубокое техническое перевооружение горных машин, что позволило увеличить объем добычи руды в 2 раза.

С начала эксплуатации карьера работали различные типы автосамосвалов, при этом производился анализ эффективности каждого типа и дальнейшее обновление парка [9, 10].

В связи с этим исследование влияния объемов извлекаемой из карьера горной массы на выбор горнотранспортного оборудования также является составной при выборе технологических схем транспортирования глубоких карьеров.

Объемы транспортирования руды и породы в период с 2020 по 2051г. рассчитаны по зонам и горизонтам отработки по этапам через 4 года. Для этого условно была разделена оптимизированная финальная форма карьера на технологические зоны и получено распределение объемов горной массы и руды в зависимости от расположения бортов карьера.

Анализ практического и теоретического выбора того или иного типа автосамосвалов для работы в глубоких карьерах показывает, что при выборе необходимо учитывать адаптацию к основным влияющим факторам: интенсивное увеличение глубины карьера; увеличение угла откоса рабочего и нерабочего бортов; сокращение ресурса рабочего пространства; снижение производительности карьера по горной массе; режим горных работ (увеличивается соотношение рудных составляющих). Адаптация к влияющим факторам может осуществляться за счет внедрения:

- временно догрузочно-накопительных складов, совмещенных с выемочными блоками и скользящими насыпными съездами;
- адаптации к сокращению ресурса рабочего пространства.

Исследованиями установлено [11], что такой фактор как габаритные размеры автосамосвала, учитываются слабо, и именно он определяет ширину транспортной бермы, которая, в свою очередь, оказывает влияние на конструкцию борта глубокого карьера и соответственно объемы извлекаемой горной массы.

По результатам выполненных исследований для условий глубокого карьера Мурунтау установлены нормативная ширина транспортной бермы, а ее изменение приводит к изменению конструкции и его параметров.

Таким образом, анализ фактических показателей работы автосамосвалов на нижних горизонтах позволяет установить их взаимосвязь с горнотехническими условиями карьеров, что является надежной основой для планирования и проектирования горнотранспортных работ.

В свою очередь выбор транспортной схемы для глубоких карьеров должен выполняться с учетом горно-технических условий, что позволит стабилизировать удельные затраты транспортирования горной массы. Для этого потребуются разработки методов определения момента перехода от одних видов и схем транспорта к другим.

Библиографический список:

1. О.Н. Мальгин и др. Совершенствование циклично-поточной технологии горных работ глубоких карьеров. Изд. «ФАН» Ташкент. 2012г. 144 с.
2. Д.В. Кузнецов, Д.Г. Одаев, Я.Е. Линьков. Особенности выбора технологического автотранспорта для разработки глубоких карьеров севера // Горный информационно-аналитический бюллетень. 2017. № 5. С. 54–65.
3. Fang N., Ji C., Crusoe G. E. Stability analysis of the sliding process of the west slope in Buzhaoba Open-Pit Mine // International Journal of Mining Science and Technology. 2016. Vol. 26. Iss. 5. pp. 869–875.
4. Raupova O., Kamahara H., Goto N. Assessment of physical economy through economywide material flw analysis in developing Uzbekistan // Resources, Conservation and Recycling. 2014. Vol. 89. pp. 76–85.
5. Braun T., Hennig A., Lottermoser B. G. The need for sustainable technology diffsion in mining: Achieving the use of belt conveyor systems in the German hard-rock quarrying industry // Journal of Sustainable Mining. 2017. Vol. 16. Iss. 1. pp. 24–30.
6. Коломников С.С., Клевенко С.А. Этапы развития и опыт эксплуатации циклично-поточной технологии в глубоком карьере Мурунтау. // Горный вестник Узбекистана. 2012. № 1. С. 29–33
7. Йулдошев У. У. Развитие глубокого карьера Мурунтау в новых границах очереди // Горный вестник Узбекистана. 2016. № 1 (64). С. 22–25.
8. Ю.И.Лель, И.Н. Саннדригайло, Е.Ю.Терехин. Горно-геологические и горнотехнические условия разработки глубоких карьеров. // Известия Уральской государственной горно-геологической академии Вып.11. 2000г. С. 77-85.
9. Равшанов А.Ф., А.А. Силкин, А.В Селезнев. Обоснование парка горнотранспортного оборудования в переходный период развития карьера «Мурунтау-Мютенбай» от IV к V очереди // Горный журнал.2018 №9. С. 90-96.
10. Йулдошев У. У. V очередь развития карьера «Мурунтау» Навоийского ГМК // Горно-металлургический комплекс: достижения, проблемы и современные тенденции развития: VIII Междунар. науч.-техн. конф. – Навои, 2015. С. 87–88.
11. Бурмистров К.В. и др. Влияние ширины транспортной бермы на технико-экономические показатели карьера.// Современные проблемы транспортного комплекса России.2014. №5. С. 42-45.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 4-6

THEORETICAL STUDIES OF THE INFLUENCE OF PARAMETERS DEEP PITS FOR THE CHOICE OF TECHNOLOGICAL SCHEMES FOR TRANSPORTING MOUNTAIN MASS

[1]**Ergashev Kh.O.** Deputy General Director on transport, Doctor of Economic Sciences, h.ergashev@ngmk.uz
[2]**Urinov Sh.R.** Head of the Department of International Cooperation, Doctor of Technical Sciences, sh.urunov@mail.ru
[3]**Saidova L.Sh.** doctoral student, lola.saidova.2018@mail.ru

[1]Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan
[2]Navoi Mining Metallurgical Combine, Navoi, Uzbekistan
[3]Navoi branch of the Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan

Abstract:
The article deals with the actual problem of choosing transport equipment for deep quarries. The study of the relationship between the performance indicators of technological transport with the mining conditions of deep open pits is presented. When justifying the choice of dump trucks, the need to take into account adaptation to the main influencing factors was established. The influence of the width of the transport berm on the parameters of a deep pit is determined.
Keywords: transport, equipment, quarry, cargo, delivery, transportation, transportation, maneuverability, breed, technique, movement, communication.

References

1. O.N. Malgin et al. Improvement of the cyclical-flow technology of mining operations in deep quarries. Ed. "FAN" Tashkent. 2012 144 p.
2. D.V. Kuznetsov, D.G. Odaev, Ya. E. Linkov. Features of the choice of technological vehicles for the development of deep quarries in the north // Gornyi informatsionno-analiticheskiy byulleten. 2017. No. 5. pp. 54–65.
3. Fang N., Ji C., Crusoe G. E. Stability analysis of the sliding process of the west slope in Buzhaoba Open-Pit Mine // International Journal of Mining Science and Technology. 2016. Vol. 26. Iss. 5. pp. 869-875.
4. Raupova O., Kamahara H., Goto N. Assessment of physical economy through economywide material flw analysis in developing Uzbekistan // Resources, Conservation and Recycling. 2014. Vol. 89. pp. 76–85.
5. Braun T., Hennig A., Lottermoser B. G. The need for sustainable technology diffsion in mining: Achieving the use of belt conveyor systems in the German hard-rock quarrying industry // Journal of Sustainable Mining. 2017. Vol. 16. Iss. 1. pp. 24-30.
6. Kolomnikov S.S., Klevenko S.A. Stages of development and operational experience of cyclical-flow technology in the deep quarry of Muruntau. // Mining Bulletin of Uzbekistan. 2012. No. 1. pp. 29–33.
7. Yuldoshev U. U. Development of the Muruntau deep quarry within the new boundaries of the queue // Gorniy vestnik Uzbekistana. 2016. No. 1 (64). C. 22-25.
8. Yu.I. Lel, I.N. Sanndrigailo, E.Yu. Terekhin. Mining and geological and mining technical conditions for the development of deep quarries. // Bulletin of the Ural State Mining and Geological Academy, Issue 11 2000. pp. 77-85.
9. Ravshanov A.F., A.A. Silkin, A.V. Seleznev. Justification of the mining equipment park during the transitional period of development of the Muruntau-Myutenbay open pit from the IV to the V stage // Gornyi Zhurnal. 2018 No. 9. pp. 90-96.
10. Yuldoshev U. U. V stage of development of the open-pit "Muruntau" of Navoi MMC // Mining and metallurgical complex: achievements, problems and modern development trends: VIII Intern. scientific and technical conf. - Navoi, 2015. pp. 87–88.
11. Burmistrov K.V. etc. Influence of the width of the transport berm on the technical and economic indicators of the quarry. // Modern problems of the transport complex of Russia. 2014. №5. pp. 42-45.

УДК 622.271

ПУТИ УПРАВЛЕНИЯ ПАРАМЕТРАМИ ГРУЗОПОТОКОВ ПРИ ОТКРЫТОЙ РАЗРАБОТКЕ СЛОЖНОСТРУКТУРНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Murakkab tarkibli konlarni chuqur gorizontlarda qazib olishda muammolar o'rganilgan. Karyerni pastki zonalarida yuk oqimlarni boshqarishga yondashuv keltirilgan. Karyerning pastki zonalarida yuk oqimini boshqarishda zaxiralarni qo'llash samaradorligi pog'ona balandligiga ta'siri asoslangan, karyerni pastki zonasida burg'ilab portlatish ishlari parametrlarini takomillashtirish, ruda tarkibi sifatini asoslash va yechish talab qiladigan masalalar belgilangan.

Tayanch iboralar: *kon, karyer, yuk oqimi, parametr, ruda, sifat, zaxira, manba, kon ishlari, texnogen massiv, tog' massasi, qazish tizimi.*

Рассмотрены вопросы разработки глубоких горизонтов сложноструктурных месторождений. Представлены подходы по управлению параметрами грузопотоков в нижних зонах карьера. Выделены вопросы требующие решения и обоснования качества состава руды, совершенствования параметров буровзрывных работ в нижней зоне карьера, обоснования высоты уступа на эффективность использования запасов, управления грузопотоками в нижней зоне карьера.

Ключевые слова: *месторождение, карьер, грузопоток, параметр, руда, качество, запасы, ресурс, горные работы, горная масса, запасы, техногенный массив, опробование, система разработки.*

Наимова Р.Ш.
старший преподаватель
ТашГТУ имени И.Каримова,
д.т.н.

Норова Х.Ю.
докторант
кафедры «Горное дело»,
ТашГТУ имени И.Каримова

В настоящее время одним из факторов повышения эффективности горного производства в условиях рыночной экономики является комплексное использование природных ресурсов за счет более рационального использования недр и повышения качества производимой продукции.

При отработке месторождений глубокими карьерами расходы на транспортирование горной массы достигают 70%, при этом темпы углубления горных работ снижаются. Грузопотоки на карьерах являются важнейшей составной частью организационно-технологических схем при разработке рудных месторождений.

Изменение горно-геологических условий, технических (другие типы выемочно-погрузочного оборудования, буровых станков) и технологических (положение траншеи, режим осуществления массовых взрывов) решений повлечет изменение параметров траншей и положения фронта горных работ, но при указанном подходе к их определению они остаются оптимальными, обеспечивающими максимальный фронт горных работ, а следовательно и максимальную производительность труда.

Имеющиеся научные разработки не дают методического подхода, увязывающего технико-экономические показатели вскрытия месторождений с параметрами грузопотоков в нижних зонах карьера. Нижней зоне карьера свойственны сложность сооружения даже временных коммуникаций, ограниченность пространственных размеров, необходимость постоянного производства работ по вскрытию и подготовки новых горизонтов. Данное обстоятельство связано с отсутствием единого понятия о способах и схемах вскрытия, подходами к формированию грузопотоков, их влияние на решение грузотранспортной связи уступов с местами приема грузов. При этом основным критерием формирования грузопотоков являются требования, предъявляемые к качественным характеристикам добываемого сырья.

Анализ работы горнодобывающих предприятий показал наличие ряда недостатков в организации грузопотоков при нескольких потребителях. Одним из основных факторов, оказывающих существенное влияние на качественные характеристики грузопотоков полезных ископаемых, отправляемых потребителю является высокая изменчивость качества полезного ископаемого в недрах, ограничения вместимости перегрузочных пунктов [1-6].

По мере увеличения глубины карьеров возникает проблема с рабочим пространством, что может значительно ухудшить грузопоток карьера. Обоснование своевременного перехода на новые технологические параметры горных работ на большой глубине, возможно на основе:

- оценки объемов и качества состава руды;
- совершенствования параметров буровзрывных работ на нижних горизонтах;
- обоснования высоты отрабатываемого уступа на эффективность использования запасов;
- совершенствование системы мониторинга и оперативно-диспетчерского управления работой поточного транспорта.

Исследованиями установлено [7, 8], что одним из путей управления грузопотоком на глубоких карьерах является процесс управления качеством руд: выбор оптимальных кондиций руд; определение оптимального уровня потерь и разубоживания руд; выбор направления развития горных работ, обеспечивающий добычу руд с заданным уровнем качества, стабилизация качества руды или ее усреднения которые мало исследованы.

Учитывая, что основой для управления качеством для сложноструктурных месторождений является опробование, а критерием служат кондиции или требования к качеству полезного ископаемого в недрах и к условиям разработки, обеспечивающие наилучшие технико-экономические показатели добычи и переработки сырья, выбор способа и сети опробования и обоснование эксплуатационных кондиций представляются важнейшим звеном в управлении качеством сырья.

В исследованиях разделения карьера на природно-технологические зоны в зависимости от глубины карьера необходимо в первую очередь определится с порядком подготовки рабочих горизонтов и системой разработки. Схема вскрытия неотъемлемо связана с формированием грузопотоков на породное, минерализованное и рудное направление. Условно разделив оптимизированную финальную форму карьера на технологические зоны можно получить распределение объема горной массы и руды в зависимости от расположения бортов карьера [9,10].

Для сложноструктурных месторождений, когда контуры рудных тел имеют изменчивую форму как в плане так и в разрезе при принятой системе разработки уступами, когда потери возникают в основном в приконтактовых зонах, определяющим фактором количественных и качественных показателей потерь и разубоживания выступает высота уступа.

При формировании нижней части рабочей зоны карьера – вскрытию и подготовке новых горизонтов недостаточно внимания уделяется форме выработанного пространства нижнего горизонта, которая часто не может обеспечить наиболее рациональные параметры взрываемого блока, а значит, максимальную протяженность добычного фронта на верхних горизонтах [11]. Поэтому выбор способа взрывания в нижней зоне карьера должен обеспечить средний размер куска взорванной горной массы, который оказывает существенное влияние на такой технологический показатель, как удельное сопротивление пород копанию, а также сохранение естественной прочности горного массива.

На карьере Мурунтау, являющемся наиболее характерным среди карьеров со сложными горно-геологическими условиями, был проведен комплекс таких исследований, цель которых заключалась в установлении следующих зависимостей:

- производительности мехлопат от качества рыхления горного массива;
- зависимости удельного сопротивления разрушенной горной массы копанию от качества рыхления горного массива.

Экспериментальные исследования, проведены в действующих забоях с определением гранулометрического состава фотопланиметрическим методом, а усилие черпания электрических мехлопат определялось косвенно по току двигателя подъема ковша с предварительной тарировкой контрольными грузами. Обработка результатов опытно-промышленных и промышленных экспериментов в различных условиях позволила установить зависимость производительности экскаватора ЭКГ-8И за 1,0 *ч* чистого времени работы от среднего размера куска взорванной горной массы (рис.1) и получить следующее аналитическое выражение [11]:

$$Q_{экг}\text{-}8И = 700 - 1900d_{ср}^2 + 36d_{ср}, \qquad (1)$$

где: Qэкг-8И – производительность экскаватора ЭКГ-8И за 1 *ч* чистого времени работы, *м³/ч*;

$d_{ср}$ – средний размер куска взорванной горной массы, *м*.

Анализ полученной зависимости (рис.1) показывает, что по мере увеличения среднего размера куска взорванной горной массы производительность экскаватора ЭКГ-8И уменьшается и при $d_к$> 0,60 *м* его работа становится практически невозможной. Это объясняется тем, что такая степень дробления трудновзрываемых пород обеспечивается при удельном расходе ВВ q=0,10-0,15 *кг/м³*, которого явно недостаточно для дробления пород с требуемой степенью разрыхления массива. Удельное сопротивление пород копанию определено для связно-сыпучего (коэффициент разрыхления $К_р$ = 1,15; $d_{ср}$ = 0,08-0,15 *м*; $s_{сж}$ = 80 *МПа*) и осыпающегося (коэффициент разрыхления $К_р$ = 1,4; $d_{ср}$ = 0,08-0,15 *м*; $s_{сж}$ = 80 *МПа*) забоев.

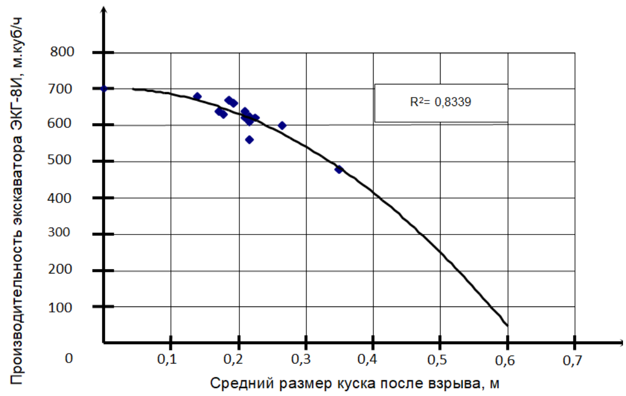


Рис. 1. Зависимость производительности экскаватора ЭКГ-8И от среднего размера куска породы после взрыва

Результаты экспериментов (табл.1) использованы для определения взаимосвязи удельного сопротивления разрушенных пород копанию со средним размером куска взорванной горной массы.

Установление диапазона эффективного применения технологических грузопотоков в различных горно-геологических условиях позволяет выбрать оборудование, параметры которого обуславливают возможность его работы с наибольшей отдачей в значительных интервалах изменения физико-механических свойств пород, сложности строения рудных тел, параметров природно-технологических зон и технологии разработки.

Для этого необходимо выявить аналитические зависимости показателей добычных работ, производительности карьера по руде и горной массе от высоты уступа. В настоящее время она принята 10 *м*, а потери и разубоживание не превышают 5,0 и 12,0%. Выбор высоты уступа должна быть определена специальными расчетами, первоначальным условием которого является применение наиболее высокопроизводительной горной техники при сохранении в добыче максимального количества руды и металла.

Запасы руды, как правило, растут с увеличением высоты уступа и падают с увеличением бортового содержания. Среднее содержание в руде постепенно падает с увеличением высоты уступа и растет с увеличением бортового содержания. Комбинируя эти параметры, необходимо выбрать оптимальную высоту уступа в реальных технико-экономических условиях. С глубиной работ она будет составлять свыше 15 метров. При этом потери и разубоживание не должны превышать 5,0 и 12,0%, соответственно [12,13].

Учитывая такие факторы как повышенная опасность условий труда, сложные горнотехнические условия, сложная организация ритмичной работы транспортных звеньев на нижних добычных участках карьера необходимо совершенствование автоматизированной системы мониторинга и оперативно-диспетчерского управления работой поточного транспорта, как комплексная, открытая и пригодная для дальнейшего развития. Комплексность системы будет обеспечиваться концентрацией в центральном пункте управления всех средств влияния как на оперативную ситуацию, так и на поддержание в рабочем состоянии автоматизированной системы мониторинга и оперативно-диспетчерского управления. К средствам влияния на оперативную ситуацию относятся программно-технические средства АСУ «ПТ-руда», а также производственно-технологическая связь и видеонаблюдение с централизованным управлением из кабины центрального пункта управления.

В связи с вышеизложенным, путями управления параметрами грузопотоков при открытой разработке сложноструктурных месторождений на большой глубине являются вопросы взаимосвязи технологических параметров горных работ, выбора высоты уступа, который должен быть обоснован и подкреплен результатами комплексного анализа ее влияния на потери и разубоживание, коэффициент вскрыши, внедрение автоматизированной системы управления грузопотоком глубокого карьера.

Таблица 1

Результаты определения удельного сопротивления пород черпанию экскаватором ЭКГ-8И

Высота наполнения ковша, *м*	Коэффициент разрыхления массива	Площадь стружки, *м²*	Усилие черпания, *кН*	Удельное сопротивление черпанию, *МПа*	Производительность экскаватора ЭКГ-8И, *м³/ч*
6,5	0,15	0,82	144	0,13	680
8,3	1,15	0,64	102	0,11	680
6,5	1,40	1,26	138	0,12	710
8,3	1,40	1,00	100	0,10	700

Библиографический список:

1.В.Л.Яковлев, С.В. Корнилков. Геотехнологические проблемы и особенности ведения горных работ на глубоких карьерах: ГИАБ-№7. – М.: Горная книга,2015.- С.54-65.
2.Hackett C. Environmental and Natural Resources Economics (theory, policy, and the sustainable society) / C. Hackett, C. Steven. New York, 2003. – 525 p.
3.Ehrlich P. Effects of household dynamics on resource consumption and biodiversity // Nature. 2004. 12 Jan. – 18-21 p.
4.Hall B. Cut-off Grades and Optimising the Strategic Mine Plan. – Carlton South : The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2014. – 301 c.
5.12. Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves. The JORC Code. 2012. – Carlton South : The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. – 44 p.
6.Корнилков С.В. Технологические аспекты разработки месторождений глубокими карьерами // Глубокие карьеры: сб. докладов Всероссийские научно-техн. конф. с международ. участием 18-22 июня 2012г. / ГоИ КНЦ РАН. – Апатиты; СПб, 2012. – С. 38-52.
7.Н.П.Снитка Управление качеством рудопотока при открытой разработке месторождений с условными границами рудных тел // Горный журнал.- 2008.- №8. С. 40-43.
8.Аристов И.И., Рубцов С.К., Снитка Н.П. Опыт поэтапного совершенствования методик нормирования и учета потерь разубоживания руды на карьерах Навоийского ГМК // Горный вестник Узбекистана.- 2006.- № 4.- С. 38-45.
9.Ю.И.Анистратов, К.Ю.Анистратов. Проектирование карьеров. Изд. М.:2003. 233 с.
10.Аристов. И.И., Рубцов С.К., Снитка Н.П. Опыт поэтапного совершенствования методик нормирования и учета потерь и разубожевания руды на карьерах Навоийского ГМК // Горный вестник Узбекистана. – 2006. - №4. С. 38 – 42.
11. Сытенков Д.В. Методы оценки вариантов комплексной механизации технологических потоков карьеров на месторождениях со сложными природными условиями // Сб. научно-технических статей «Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом». Ташкент: Фан, 1997. С. 191-200.
12.Аристов И.И., Снитка Н.П. Совершенствование методики нормирования и учета потерь и разубоживания руды // Горный журнал. – № 5. – 2007. – С. 73–76.
13.Правила безопасности при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом. – Ташкент: Узбекистан, 1995. – 126 с.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 7-9

WAYS OF CONTROL OF CARGO FLOW PARAMETERS IN THE OPEN DEVELOPMENT OF DIFFICULT STRUCTURAL DEPOSITS

Naimova R.Sh.Senior Lecturer, Doctor of Technical Sciences, norova_89@bk.ru
Norova Kh.Yu. doctoral student Department of "Mining", norova_89@bk.ru

Tashkent State Technical University named after I. Karimov

Abstract:
Issues of development of deep horizons of complex-structured deposits are considered. Approaches to control the parameters of cargo flows in the lower zones of the quarry are presented. The issues are highlighted that require solution and substantiation of the quality of the ore composition, the improvement of the parameters of drilling and blasting operations in the lower zone of the open pit, the justification of the bench height for the efficiency of the use of reserves, and the management of cargo flows in the lower zone of the open pit.
Keywords: *deposit, quarry, cargo traffic, parameter, ore, quality, reserves, resource, mining, rock mass, reserves, technogenic massif, sampling, development system.*

References
1. V.L. Yakovlev, S.V. Kornilkov. Geotechnological Problems and Peculiarities of Mining in Deep Open Pits: GIAB-№7. - M .: Gornaya kniga, 2015.– pp.54-65.
2. Hackett C. Environmental and Natural Resources Economics (theory, policy, and the sustainable society) / C. Hackett, C. Steven. New York, 2003 .- 525 p.
3. Ehrlich P. Effects of household dynamics on resource consumption and biodiversity // Nature. 2004.12 Jan. - 18-21 p.
4. Hall B. Cut-off Grades and Optimizing the Strategic Mine Plan. - Carlton South: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy, 2014 .-- 301 p.
5. Australasian Code for Reporting of Exploration Results, Mineral Resources and Ore Reserves. The JORC Code. 2012. - Carlton South: The Australasian Institute of Mining and Metallurgy. - 44 p.
6. S.V. Kornilkov Technological aspects of the development of deposits by deep open pits // Deep open pits: collection of articles. reports All-Russian scientific and technical. conf. from international participation June 18-22, 2012 / GoI KSC RAS. - Apatity; SPb, 2012. - pp. 38-52.
7. NP Snitka Management of the quality of ore flow in open-pit mining of deposits with conventional boundaries of ore bodies // Gornyi zhurnal.- 2008.- №8. pp. 40-43.
8. Aristov I.I., Rubtsov S.K., Snitka N.P. The experience of the step-by-step improvement of the methods of rationing and accounting for losses of dilution of ore in the quarries of the Navoi MMC // Mining Bulletin of Uzbekistan.- 2006.- No. 4.– pp. 38-45.
9. Yu.I. Anistratov, K.Yu. Anistratov. Quarry design. Ed. M.: 2003. 233 p.
10. Aristov. I.I., Rubtsov S.K., Snitka N.P. The experience of step-by-step improvement of methods for standardizing and accounting for losses and dilution of ore at the open pits of the Navoi MMC // Gorny Vestnik of Uzbekistan. - 2006. - No. 4. pp. 38 - 42.
11. D.V. Sytenkov Methods for assessing the options for the complex mechanization of technological flows of open pits on deposits with difficult natural conditions. scientific and technical articles "Theory and practice of open pit development of the Muruntau field." Tashkent: Fan, 1997.pp. 191-200.
12. Aristov I.I., Snitka N.P. Improvement of the methodology for rationing and accounting for losses and dilution of ore // Gornyi Zhurnal. - No. 5. - 2007. - pp. 73–76.
13. Safety rules for the development of mineral deposits by open pit mining. - Tashkent: Uzbekistan, 1995 .- 126 p.

УДК 622.273

ОБОСНОВАНИЕ ВСКРЫТИЯ ШАХТЫ С НАКЛОННЫМИ ТРАНСПОРТНЫМИ СЪЕЗДАМИ ПРИ РАЗРАБОТКЕ ЖИЛЬНЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Maqolada "Zarmitan" oltin rudasi koni misolida avtosamosvallar va yuklab-yetkazib beruvchi mashinalar parametrlariga mos keladigan turli uchastkalarda ish olib borish orqali gorizontlarni ochish va tayyorlashning usullari ko'rib chiqilgan. Kondagi rudalarni qazib olish uchun sarflangan eng kam xarajatlarga asoslangan metodlar ishlab chiqarish va ishlab chiqarishda o'zi yurar mashinalarning ratsional parametrlari ma'qul kompyuter grafikasida ko'rib chiqildi.

Tayanch iboralar: *foydali qazilmalar, yerosti qazib olish ishlari, o'ziyurar transport vositalari, tomirsimon ruda konlari, sarflangan xarajatlar, tik stvol, qayta yuklash punkti, ruda yetkazib berish, shaxta chuqurliklari, rudalarni tashish, qiya transport yo'li, qavatlarni ochish va tayyorlash, ochish sxemalari parametrlari.*

Хакимов Ш.И.,
доцент кафедры
«Горное дело» НГГИ,
к.т.н.

В статье на примере месторождения Зармитанской золоторудной зоны рассмотрены возможные варианты вскрытия и подготовки горизонтов выработками различных сечений соответствующей к параметрам автосамосвалов и погрузочно-доставочных машин. Разработана методика базирующаяся в минимуме удельных затрат на добыче руды из шахты и построены соответствующие компьютерные графики для определения рациональных параметров выработки и применяемого самоходного оборудования.

Тошкулов Н.У.,
магистрант
НГГИ

Ключевые слова: *полезные ископаемые, подземная разработка, самоходная техника, жильное месторождение, критерии оценки решений, удельные затраты, вертикальный ствол, перегрузочный пункт, доставка руды, глубина шахты, транспортировка руды, наклонный транспортный съезд, вскрытие и подготовка горизонтов, параметры схем вскрытия.*

Эффективное развитие горного производства по добыче полезных ископаемых на действующих горных предприятиях немыслимо без обновления и постоянного совершенствования производства. При этом повышение темпа развития и эффективности подземной разработки рудных месторождений требует полной механизации производственных процессов [1 - 5].

Создание эффективной технологии с использованием самоходной техники позволит механизировать производственные процессы и увеличить производительность шахты. Однако использование этой техники во всех процессах подземных горных работ требует полного изменения технологических схем для перемещения машины своим ходом, и использовать их в различных горизонтах.

Особенности залегания крутопадающих жильных месторождений, в частности, малая и чаще всего изменчивая мощность, невыдержанное залегание и строение рудных тел, относительно невысокое содержание ценных элементов, сопровождается большим удельным объемом проводимых горно-капитальных и горно-подготовительных работ в случае использования самоходной техники [6-13]. Поэтому выбор данной технологии требует комплексного подхода и тщательного технико-экономического анализа.

Основным критерием оценки экономической эффективности способа вскрытия должен быть минимум удельных приведенных затрат на добыче руды.

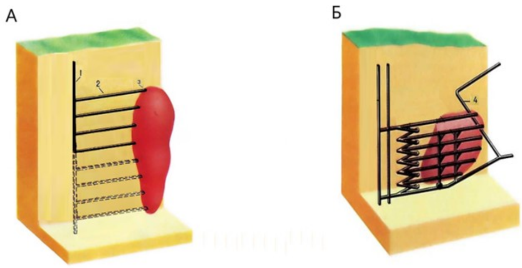


Рис.1. Принципиальные схемы вскрытия месторождения с вертикальным шахтным стволом (А) и наклонным транспортным съездом (Б):
1-вертикальный ствол, 2- квершлаги, 3- рудное тело, 4- наклонно - транспортный съезд

В данной работе на примере месторождения Зармитанской золоторудной зоны рассмотрены два возможных варианта вскрытия месторождения (рис.1.):

- вертикальным стволом с транспортировкой и выдачей горной массы на поверхность вагонами типа ВГ-1, 2 (Вариант 1);
- наклонными транспортными съездами с доставкой руды от забоя до перегрузочного пункта погрузочно-доставочными машинами и дальнейщим транспортированием по наклонному стволу автосамосвалами МТ - 410 (Вариант 2).

Расчет удельных затрат по двум вариантам подсчитывается в увязке с параметрами и показателями применяемой самоходной техники, объемами проходки вскрывающих и подготовительных выработок, то есть;

$$\sum З_{уд} = \sum З/П_{ств} \rightarrow мин$$

$П_{ств}$ - годовая производительность шахты (*т/год*), определяется по возможной производительности принятого шахтного подъема;

Σ3 - сумма средств затрат на выдачу руды на поверхность (*у.е./год*).

Расчет затрат на выдачу руды на поверхность (*у.е./год*) по вариантам складывается:

- вариант по системе - «погрузки руды из ортов блока погрузочной машиной ППН-1с в вагоны ВГ-1,2 - транспортировки руды электровозным составом 4 КР–600 - выдача руды на поверхность стволом - дальнейшая транспортировка руды по поверхности до перегрузочного пункта»;
- вариант по системе - «набор руды ПДМ из ортов блока – доставка до рудоспуска - перегрузка - выдача (транспортировка) руды автосамосвалами на поверхность по наклонным транспортным съездам до рудного склада».

Сумма затрат по вариантам определяется:

По 1-му варианту

$$\sum З1 = З_{п.св} + З_{п.к} + З_{г.в.п.} + З_{с} + З_{р.к} + З_{г.п} + З_{э.тр} + З_{пм} + З_{р.в.э.тр} + З_{р.в.пм} + З_{з.э} + З_{з.п}$$

где: $З_{псв}$; -среднегодовые амортизационные затраты на сооружение, оснащение ствола и выработки проводимые совместно с ним, *у.е.*;

$З_{п.к}$; $З_{г.п.в}$-среднегодовые амортизационные затраты на проходку квершлага и подготовительных выработок на горизонте,у.е.;

$З_{с}$; $З_{рк}$; $З_{г.п.}$- соответственно, среднегодовые эксплуатационные затраты на ремонт и поддержание ствола, квершлага и подготовительных выработок на горизонте, *у.е.*;

$З_{э.тр}$; $З_{пм}$ – соответственно, среднегодовые амортизационные затраты на эксплуатации электровозного состава и погрузочной машины, *у.е.*;

$З_{р.в.э.тр}$; $З_{р.в.пм}$– соответственно, среднегодовые эксплуатационные затраты на ремонт и восстановление парка электровозного состава и погрузочной машины, *у.е.*;

$З_{э.э}$; $З_{з.п}$- соответственно, среднегодовые суммарные затраты по электроэнергии и заработной плате;

По 2-му варианту

$$\sum З2 = З_{п.нтс} + З_{п.ов} + З_{п.рсп} + З_{кв} + З_{пв} + З_{р.п.нтс} + З_{р.п.ов} + З_{р.п.рсп} + З_{р.п.кв} + З_{р.п.пв} + З_{пдм} + З_{вдпу} + З_{а.тр} + З_{р.в.пдм} + З_{р.в.вдпу} + З_{рв.а.тр} + З_{э.э} + З_{гсм} + З_{з.п} + З_{а.ш}$$

Где: $З_{п.нтс}$- среднегодовые амортизационные затраты на сооружения, оснащение НТС и выработки и камеры проводимые в околоствольном дворе, *у.е.*;

$З_{п.ов}$; $З_{п.рсп.}$;$З_{кв}$; $З_{пв}$ – соответственно, среднегодовые амортизационные затраты на проходку обходной выработки, рудоспуска, квершлага и подготовительных выработок горизонта, *у.е.*;

$З_{р.п.нтс}$; $З_{р.п.ов.}$;$З_{р.п.рсп.}$; $З_{р.п.кв}$; $З_{р.п.пв}$– соответственно, среднегодовые эксплуатационные затраты на ремонт и поддержание НТС, обходной выработки, рудоспуска, квершлага и подготовительных выработок горизонта, *у.е.;*

$З_{пдм}$; $З_{вдпу}$; $З_{а.тр}$ – соответственно, среднегодовые амортизационные затраты на эксплуатацию погрузочно-доставочных машин, ВДПУ и автотранспорта, *у.е.;*

$З_{р.в.пдм}$; $З_{р.в.вдпу}$; $З_{р.в.а.тр}$ – соответственно, среднегодовые эксплуатационные затраты на ремонт и восстановление парка, погрузочно-доставочных машин, ВДПУ и автотранспорта *у.е.;*

$З_{ээ}$; $З_{гсм}$; $З_{аш}$; $З_{з.п.}$– соответственно, среднегодовые эксплуатационные затраты на электроэнергию, горюче-смазочные материалы, автошины и заработной платы;

$П_{ств}$- годовая производительность ствола (*т/год*), определяется по возможной производительности шахтного подъема;

$$П_{ств} = А_{см} * N_{см} * N_{дн}, \qquad тн/год$$

Где: $А_{см}$- сменная производительность ствола;

$N_{см}$- количество рабочих смен в сутки;

$N_{дн}$- число рабочих дней в году.

Сменная производительность ствола;

$$А_{см} = \frac{Е_в * 60 * Т_{см} * Y_п}{Т_ц * к_р}, \qquad тн/см$$

Где: $Е_в$- емкость вагона, *м³*;

$Т_{см}$- продолжительность смены, *ч*;

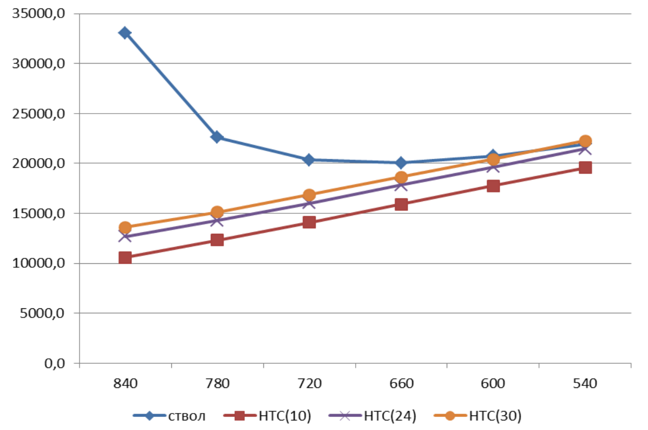


Рис.2. График изменения удельных затрат в различной глубине подземной разработки при вскрытии шахты наклонным транспортным съездом различного сечения (вариант 2) и вертикальным клетевым стволом (вариант 1)

$\gamma_п$– плотность груза, *т/м³*;

$Т_ц$- время цикла ствола, *мин*;

$К_р$- коэффициент разрыхления.

Расчет удельных затрат по вариантам для различной глубины шахты выполнялся по изложенной методике с применением компьютерной программы.

Результаты расчетов представлены графически на рис. 2.

Как видно из графика, удельные затраты при транспортировке руды с электровозными составами и подъемом на поверхность вертикальным шахтным стволом (вариант 1) в первоначальном этапе выше.

По мере увеличения глубины шахты постепенно снижается, далее в определенном периоде увеличивается. При этом, уменьшение удельных затрат связано с ростом срока эксплуатации ствола и снижением доли погашаемых амортизационных затрат. А рост удельных затрат связана снижением производительности ствола при увеличении глубины шахты и недоиспользованием имеющихся в шахте погрузочно -транспортных средств.

Удельные затраты при доставке руды с использованием ПДМ и транспортировки руды автосамосвалами по наклонным транспортным съездам (вариант 2) по мере увеличения глубины подземной разработки постепенно растет, за счет увеличения расходов на горнопроходческих работ и количества парка автосамосвалов.

Таким образом, рассмотрены возможные варианты вскрытия и подготовки горизонтов выработками различных сечений, соответствующие параметрам автосамосвалов и погрузочно-доставочных машин. Разработаны методики и компьютерные графики по определению рациональных параметров горнопроходческих выработок, размеры транспорта и возможной производительности шахты.

Библиографический список:

1.Совершенствование разработки жильных месторождений Д.И. Рафиенко, А.Ф .Назарчик, Ю.П. Галченко и др. - М.: Наука, 1986. - 216 с.

2.А.О.Баранов. Проектирование технологических схем и процессов подземной добычи руд. Справочное пособие, Москва 1993, 198 с.

3. Ю. Г. Скорняков. Системы разработки и комплексы самоходных машин при подземной добыче руд. М., «Недра», 1978, 326 с.

4. Иванов В.Г., Култышев В.И. и др. Оптимизация разработки сложноструктурных урановых месторождений, М.: Горная книга, 2007. - 265 с.

5. Агошков М.И. Разработка рудных и нерудных месторождений, 3-е изд., - М.: Недра, 1983. - 424 с.

6. А. Н. Панкратенко. Технология строительства выработок большого поперечного сечения. М., Изд. «Горная книга», 2017. 268 с.

7. Кузьмин Е.В., Узбекова А.Р. Самообрушение руды при подземной добыче, Учебное пособие. - М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2006. - 283 с.

8. Л.А.Шелест. К вопросу реконструкции рудников разрабатывающих жильные месторождения. “Сборник трудов совещания по вопросам изыскания эффективных способов разработки жильных месторождений” (г.Иркутск, 1964).

9. А.Ф.Назарчик, И.А. Олейников, Г.И.Богданов. Разработка жильных месторождений. М., «Недра», 1977, 424 с.

10. А.М. Терпигорев, Р.П. Капланов, Е.Ф. Маскальков и др. Справочник по горнорудному делу. Том – II. Подземные работы. М., 1961, 324 с.

11. А.И. Ляхов. Технология разработки жильных месторождений, М., «Недра», 1984, 326 с.
12. Гребенюк В.А., Пыжьянова Я.С., Ерофеева И.Е. Справочник по горнорудному делу. М.: Недра, 1983. -816 с.
13. Пирогов Г.Г., Пакулов В.В. Экономическая оценка новой технологии разработки мало-мощных крутопадающих жил // Вестник Читинского государственного университета. — Чита: ЧитГУ, 2009. № 6 (57). С. 45-48.
14. Пирогов Г.Г., Пакулов В.В. Обоснование новой технологии разработки маломощных кру-топадающих жил // Вестник Читинского государственного университета. — Чита: ЧитГУ, 2010. - № 5 . С. 106-110.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 10-12

JUSTIFICATION FOR THE OPENING OF A MINE WITH SLOPING TRANSPORT EXITS IN THE DEVELOPMENT OF RESIDENTIAL DEPOSITS

Khakimov Sh.I. *associate professor, Ph.D., toshqulovnavruzbek1995@gmail.com*
Toshkulov N.U. *undergraduate student., toshqulovnavruzbek1995@gmail.com*

Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract:
In the article on the example of the deposit of the Zarmitan gold ore zone possible options for opening and preparing horizons by production of different sections corresponding to the parameters of the trucks and loading and delivery vehicles are considered. The methodology based on the minimum of unit costs for ore mining from the mine has been developed and appropriate computer graphics built to determine the rational parameters of production and self-propelled equipment.
Keywords: *minerals, underground mining, self-driving equipment, residential deposits, decision assessment criteria, unit costs, vertical trunk, congestion, ore delivery, deep mine, ore transport, sloping transport exit, autopsy and horizon preparation, settings of the scream schemes.*

References
1. Improving the development of residential deposits D.I. Rafienko, A.F. Nazarczyk, J.P. Galchenko, etc. M.: Science, 1986. - 216 p.
2. A.O.Baranov. Designing the technological schemes and processes of underground ore mining. Reference manual, Moscow 1993, 198 p.
3. .Yu. G. Skornyakov. Development systems and complexes of self-propelled machines for underground ore mining. M., "The bowels", 1978, 326 p.
4. Ivanov V.G., Kultyshev V.I. et al. Optimization of the development of complex structural uranium deposits, M.: Mountain Book, 2007. - 265 p.
5. Agoshkov M.I. Development of ore and non-metallic deposits, 3rd ed., Revised. - M.: Nedra, 1983.- 424 p.
6. A. N. Pankratenko. Technology for the construction of workings of large cross-section. M., ed. "Mountain Book", 2017.268 p.
7. Kuzmin E.V., Uzbekova A.R. Ore self-caving during underground mining, Textbook. - M.: Publishing house of the Moscow State Mining University, 2006. - 283 p.
8. L.A. Shelest. On the issue of reconstruction of mines developing vein deposits. "Collection of proceedings on the issues of finding effective ways to develop vein deposits" (Irkutsk, 1964).
9. A.F. Nazarchik, I.A. Oleinikov, G.I. Bogdanov. Development of vein deposits. M., "Nedra", 1977, 424 p.
10. A.M. Terpigorev, R.P. Kaplanov, E.F. Maskalkov et al. Handbook of mining. Volume - I, II. Underground work. M., 1961, 324 p.
11. A.I. Lyakhov. The technology of development of vein deposits, M., "Nedra", 1984, 326 p.
12. Grebenyuk V.A., PyzhyanovaYa.S., Erofeeva I.E. Handbook of mining. M.: Nedra, 1983. -816 p.
13. Pirogov G.G., Pakulov V.V. Economic assessment of the new technology for the development of low-power steeps vein // Herald of Chita State University. - Chita: ChitSU, 2009. No 6. pp. 45-48.
14. Pirogov G.G., Pakulov V.V. Justification for new technology to develop low-power steeps vein // Herald of Chita State University. - Read: ChitSU, 2010. — No 5. pp. 106-110.

УДК 553.04

CHARACTERISTICS MINERAL RESOURCE BASE OF MADAGASCAR

Воробьев А.Е.,
главный научный сотрудник
Российского университета
дружбы народов, Россия,
д.т.н., профессор

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

Ндриамбануна С.А.,
аспирант
Российского университета
дружбы народов, Россия

Щесняк Л.Е.,
аспирант
Российского университета
дружбы народов, Россия

“Madagaskar” mineral-xomashyo bazasining asosiy xususiyatlari ko‘mir, temir javhari, rangli metallar, uran, noyob metallar va oltin detallari bilan ko‘rib chiqiladi. Madagaskarning oltin ma’danli bazasida qirg‘oq plakerslari alohida qiziqish uyg‘otadi. Xorijiy tog‘-kon korxonalari va mahalliy hunarmandchilik tasvirlangan. Sharon oltin konlarini rivojlantirishga o‘tish taklif etiladi.

Tayanch iboralar: *Madagaskar, mineral-xomashyo bazasi, oltin-bardoshli Placer, kontinental va qirg‘oq hududlari, rivojlanish.*

Рассмотрены основные характеристики минерально-сырьевой базы Мадагаскара с детализацией угля, железной руды, цветных металлов, урана, редких металлов и золота. В золоторудной минеральной базе Мадагаскара прибрежные россыпи представляют особый потенциальный интерес. Описываются иностранные горнодобывающие компании и местные ремесла. Предлагается переход к освоению прибрежных золотоносных россыпей.

Ключевые слова: *Мадагаскар, минерально-сырьевая база, золотоносные россыпи, континентальные и прибрежные районы, разработка.*

Introduction. Madagascar is a state in the Indian Ocean (Fig. 1), the territory of which is the third largest island in the world, located about 400 km from Africa through the Mozambique Strait.

Currently Madagascar is a developing country (area - 587 thousand *km²*, population - 24.2 million people, presidential republic, capital - Antananariva), with a fairly significant potential of various mineral resources [9].

Fig. 1. State-island Madagascar

Materials and methods. In preparing the article, the basic principles and methods of studying the available geological documentation obtained during geological survey, prospecting and appraisal work, methods of their system and structural analysis, as well as the existing information and empirical base on the geology and mining industry of Madagascar were used.

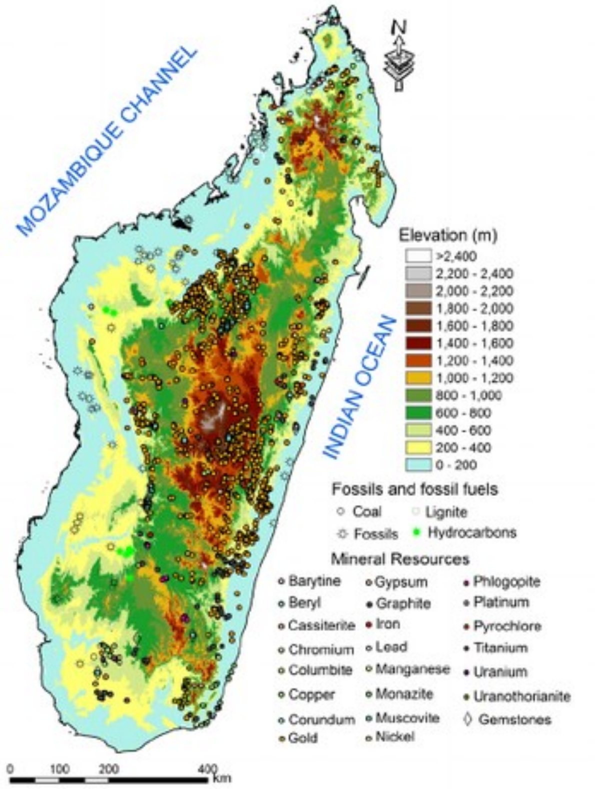


Fig. 2. Location of the mining industry in Madagascar

Results and discussion. The mineral resource base of Madagascar (Fig. 2) is of certain industrial interest, which led to the emergence and operation of several international mining companies in Madagascar (Fig. 3). This is Zamarat Mining, a European exploration company that develops and mines precious metals and precious stones in Madagascar. To date, Zamarat has studied and assessed the potential mining potential of gold, diamonds, sapphires and other mineral resources found in the subsoil of the southern part of the country. Zamarat is currently obtaining a number of official permits for gold exploration in the southwest of Madagascar, and is starting exploration work in these areas.

Malagasy Minerals Limited (MML) is an Australian mineral exploration and appraisal company. Its production facilities are located in the south of central Madagascar, where its 3 main projects are located: Ampanihy, Vohibory and Fotadrevo. This company is primarily interested in the extraction of copper, platinum group metals, nickel, silver and vanadium, but the Vohibory project is based on gold mining.

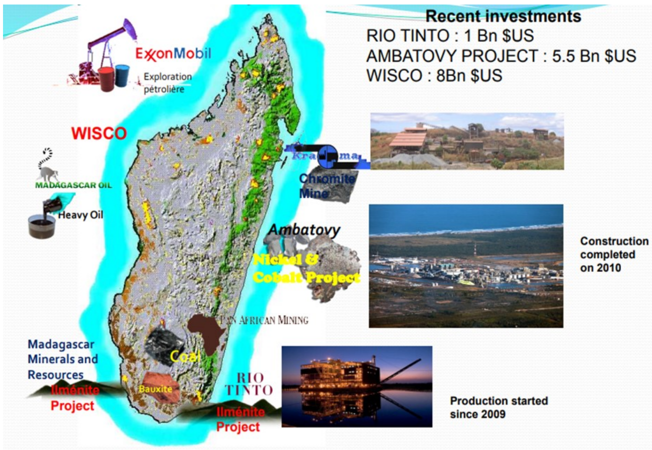


Fig. 3. International mining companies of Madagascar

According to the existing forecast geological exploration estimates, the reserves of coal in Madagascar amount to 6 billion tons (175 million tons were confirmed): geographically, they are located in the Saku basin. The largest coal deposits are Vukhiburi, Vukhiputsi, Imalutu, Ianapera and Sakamena.

However, most of their coal seams have a rather insignificant thickness, which is usually 0.8-1.6 *m*. Thus, at the Sakua deposit, there are three industrial horizons with a thickness of 3.5-10 *m*, consisting of 2-4 coal seams with a thickness of 0,8 to 1.6 *m* [6]. Long-flame and coking coals, moisture content 1.7-3.4%, sulfur 0.07-1.45%, volatile matter 11.3-23.6%, ash content 8.7-30.2%, and the heat of combustion 21.8-27.9 *MJ/kg*.

The main reserves of brown coal in Madagascar belong to the Pliocene basin of Antsirabe and are associated with bituminous shale [6]. In this case, the ash content of brown coal is 25-30%, and the heat of combustion is 924-9660 *kJ/kg*.

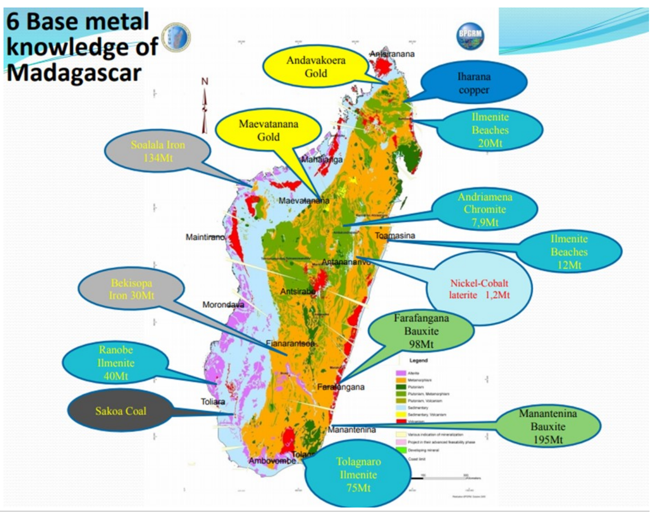


Fig. 4. Location of minerals in Madagascar

Table 1

The main minerals of Madagascar as of 1998-1999 [eleven]

Mineral Resource	Stocks: Confirmed	Stocks: Common	Content of useful critical component in ores, %	Share in the world, %
Bauxites, million tons	100	344	43 (Al_2O_3)	0.4
Barite, thousand tons	1000	1000	96 ($BaSO_4$)	0.3
Beryllium	5	16.5	0.1 (BeO)	2.2
Iron ore , million tons	1025	1350	55 (Fe)	0.6
Gold		20	0.8-2.5 g/t	
Cobalt, thousand tons	30	150	0.2 (Co)	0.5
Copper, thousand tons	15	20	1.9 (Cu)	
Nickel, thousand tons	645	1865	1.24 (Ni)	1.3
Natural combustible gas, mlrd.m^3	2			
Coal, million tons	175	375		
Chrome ores, million tons	9.1		32 (Cr_2O_3)	0.2
Uranium, thousand tons		10.1	0.25	

Brown coal deposits (Antananarivo, Antanifutsi, Manguru, etc.), as a rule, are multilayer, with a seam thickness of 0.4-2 *m*.

Iron ores of Madagascar according to preliminary geological prospecting forecast are estimated at 1 billion tons (Table 1). So, the Sualal iron ore deposit is very significant, the explored reserves of which amount to 800 million tons, with an iron content of 60%.

It should be noted that Madagascar ranks third among African countries in terms of proven mineral reserves of nickel (Fig. 4) (after South Africa and Botswana). Here, nickel-bearing clays usually have a thickness of 20-40 *m*, and their explored mineral reserves in the Ambatuvi sector amount to over 1.5 million tons.

In addition, over 800 chromium ore occurrences are known in Madagascar. Moreover, with regard to the occurrence of these ores, the most promising are the central and eastern islands.

Titanium ores and their main reserves are associated with the ilmenite placers on the east coast of Madagascar. Within their limits, along with ilmenite, garnet, monazite, rutile, zirconium and other heavy minerals are also found.

In Madagascar, in the Ambinaninamurun - Masumeluk area, more than 3 million tons of titanium ore were concentrated, in the Anilavins - more than 1.2 million tons, and in Ampagal - their reserves exceed 0.5 million tons. In the area of the Manden area, there are 3 - and deposits of fairly high-grade titanium ores.

Mineral raw materials for the production of aluminum in Madagascar are bauxites, the reserves of which are estimated at 350 million tons. It should be noted that in the central part of this island there are small (with total reserves of up to 1 million tons) bauxite deposits.

Here, in carbonate rocks, copper ores were discovered with explored reserves of 17 thousand tons, consisting of the minerals bornite, valeriite, galena, cubanite, sphalerite and chalcopyrite. Quite small (with total reserves of about 6 thousand tons) copper deposits were explored in the Vukhiburi region, in the south of this country.

Copper ore occurrences in Madagascar are also known in the Ambatufitatra and Itzindru massifs.

Lead ores of the Besakai deposit are estimated at 4 thousand tons of metal. The main role among the deposits of uranium ores of Madagascar belongs to the deposits of uranotorianite in the rocks of the Andruy system of the Fort-Dauphin (Taulanaru), Ampandrandava and Tranumaru groups [6]. Thus, in the Tranumaru ore region, uranium was explored in the deposits of Belafa, Besakua, Betanimena, Betruka, Ikatefu, Kutivelu, Murafenu, Сахахapa, Esatra, etc. At the same time, the initial reserves of uranotorianite are at least 150 thousand tons. tantaloniobates (ampangabeite, betafite, samarskite, samirezite, euxenite) of rare-earth granite pegmatites of the Ampangabe, Betafu and Samirezi deposits, the Antsirabe-Mandutu-Faratsikh region. Thus, the deposits of otenite and uranocyrtite were associated with the Pliocene lacustrine clays of the Antsirabe region. Besides, deposits of uranium vanadates (carnotite and franswillite) are known in the Jurassic sediments of the Fulakara region (Ankisatra). A deposit of uraninite, monazite, otenite and zircon was also explored in the alkaline Precambrian granites of Betruk with reserves of 1.2 million tons of ore with 0.106% U_3O_8.

The subsoil of Madagascar is home to the ores of rare metals - beryllium, bismuth, lithium, niobium, scandium and tantalum. Thus, the potential mineral resources of niobium, tin and tantalum are associated with the apogranites of the Nosy-Be island and the Ampasindava peninsula, which is part of Madagascar, as well as with alkaline granites of the Bekuduk uplift. In the southern part of Madagascar, the Esira placer tin deposit is known.

The primary occurrences and placers of platinum and platinoids in Madagascar are known in the Lundukumanan intrusive zone and gabroids of the Antampumbatu massif.

Gold in Madagascar is mainly found in quartz veins, greenstone belts, diffuse minerals and quartz reefs. There are also deposits of alluvial gold and some laterite lands.

The reserves of gold ores of the Andavakuera deposit are 1.7-4.5 thousand tons.

The primary (ore) gold deposits of Madagascar are classified as gold-bearing mesothermal veins containing quartz. Gold is also thinly interspersed into crystalline schists of various facies. At the same time, the mineralization of vein deposits is represented mainly by gold-quartz and gold-sulfide associations.

The layers of gold-bearing quartzite are usually highly fractured, and during their development they turn into fine gravel. In this case, gold is released from the mineral matrix and is recovered by miners during washing.

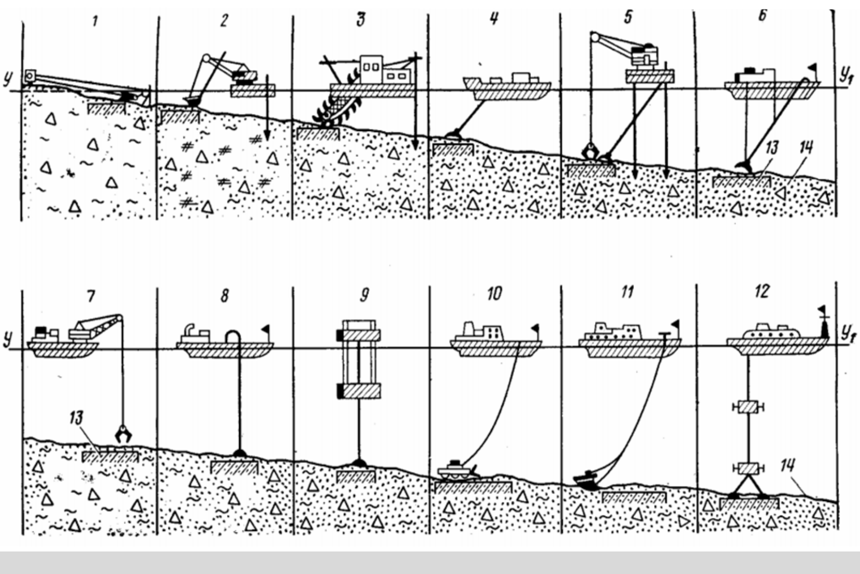


Fig. 5. Technical means for the development of underwater deposits of solid minerals by the open method [12]: 1 - scraper installations in the beach area and in the drying area; 2 - single-bucket rod-type rope-pile dredgers; 3 - multi-bucket dredgers and dredges; 4 - dredging dredgers; 5 - floating self-lifting platforms with grab or dredging equipment; 6 - self-propelled dredgers; 7 - clamshell dredgers; 8 - airlift dredgers; 9 - floating platforms with special dredging equipment; 10 - controlled from a vessel, underwater units or underwater self-propelled units moving along the bottom of the pool; 11 - dredges or dragline-type dredgers (with "dragline" skips); 12 - deepwater production facilities; 13 - ore layer; 14 - bottom

Secondary (placer) gold deposits are represented by ancient and modern alluvial deposits, in the form of gold-bearing placers. These alluvial deposits are found along the bottom of many paleovalleys and river terraces. Modern gold-bearing alluvial deposits are found in gravel and sediments of modern river beds. These can be the channels of the rivers Namorana (Ramofon Park), Ampoasar (a tributary of the Manandzari river), etc., which are rather short, deep and rapids water systems.

Gold-bearing sands are usually represented by various fragments of coarse-grained quartzite, 2-10 *cm* in size, often cemented by sandy loam. There is practically no clay filler in them, and a fairly high (from 10 to 15%) content of heavy fractions was established experimentally.

The bulk of the gold-bearing placer in the overwhelming majority of cases is represented by bedrock, weathered to clay. The raft is often uneven, because it reflects the relief of the area during the formation of the gold-bearing placer.

The content of gold in the concentrate depends not only on its quantity and quality in the placer, but also on the method of processing the sands. If they are washed on a tray, then a content of 0.1 *g* per m^3 is obtained. If you use a centrifugal concentrator, with fine-tuning on a concentration table, you can get up to 0.5 *g* per m^3. And assay analysis for individual samples shows gram contents per 1 ton.

Gold is very thin, so the concentration table does not catch it well.

The distribution of gold-bearing sands along the valleys of about. Madagascar: they are found only among gneisses, and in the valleys passing among granites, deposits of such sands are practically absent. There are no gold-bearing placers in the channels of modern rivers either. This can be explained by the fact that here the terrain is predominantly hilly, and the slopes are clayey, and during the rainy season, all the water, together with the sands, immediately flows into the rivers with a fast hydrodynamic flow. The level of which in such a period rises at times and this stormy stream has long washed all the gold-bearing sands to the coastal beach and further to the shelf. As a result, the sands were preserved only on the slopes and in depressions, where they lingered, forming new deposits of gold-bearing placers. Over time, they are tightened with clay creeping down the slope.

Therefore, in our opinion, coastal gold-bearing placers represent a certain industrial prospect in Madagascar. At present, there are data on significant quantities (several tons per year) of gold carried by large rivers into the basins of sea or ocean sedimentation [8]. It should be borne in mind that when it is carried from land, gold usually accumulates in deltaic (alluvial-marine) facies, which is caused by a sharp change in the salinity of waters (since the pH value decreases in the mixing zone of sea and river waters), their density, enrichment with organic compounds, etc., together leading to its deposition on the formed geochemical barriers [5]. In addition, the existing pronounced electrolytic properties of seawater usually contribute to the processes of coagulation of gold supplied with river runoff in dissolved form.

In addition to geochemical processes, physical and mechanical processes are of great importance in the formation of coastal gold-bearing placers.

At the same time, a certain part of the gold that passed through river deltas, as well as enters the littoral zone due to removal by smaller rivers, is carried by coastal currents subparallel to the coastline, forming scattering halos at the bottom of the water area [10]: sometimes up to 40 *m* wide, and in the shallow-water shelf zone, especially in the sediments of underwater terraces - up to 700 *m*. It was also found that most of the gold dispersion halos are confined to the shallow-water shelf zone between isobaths of 6.3 and 31.3 *m* (with a slope of 0.0041).

During the research, it was also noted that in places of accumulation of coarse-grained material near the coast, the profile has a rather large angle of inclination [7], and in areas with an increased content of medium- and fine-grained sands, this profile is more gentle.

At the same time, gold from coastal placers is found in independent micrograins (more often - lamellar habit) or in the form of particles sorbed by iron hydroxides and clay matter, colloids, chlorides and organo-gold compounds.

For the subsequent extraction of gold and coastal placers, the forms of its occurrence among the sands are of interest. The revealed gold grains of coastal placers have a rather diverse appearance [13]:

- flattened isometric particles (with signs of pronounced mechanical impact);
- crystallographic forms (prismatic and cuboctahedral);
- globular;
- oval bunches;
- bulk grains of isometric or elongated shape.

At the same time, both clastogenic and hypergene gold particles can be distinguished among them. It should be noted that hypergene gold often grows on clastogenic gold in the form of dendrites and acicular forms or various tubercles [13].

In addition, on the surface of gold grains from marine placers of the coastal zone, in many cases there is a certain tempering and ferruginous film, and sometimes there are ingrowths of silicates and black ore minerals.

Also, gold grains can have a rather bizarre shape in the form of pseudomorphisms of chemogenic gold in the marine fauna.

In many cases, the surface of gold grains from coastal placers has traces of transfer in hydrodynamic flows, manifested in the form of traces of dragging, scratches, etc. [thirteen]. There are also signs of their deformation, erosion and leaching.

The investigated geochemistry of placer gold in seawater allowed us to develop a technology for technogenic gold enrichment in the coastal zone of water areas [4], where sea and ocean waves perform useful work on the segregation of mineral material by weight.

At the same time, the Madagascar authorities support artisanal gold mining, as an alternative to large-scale mining, which, in their opinion, makes it possible to cause less damage to the existing parks and reserves on this island.

The priority targets for further exploration and development should be the beaches and the adjacent shallow waters of Madagascar, where the depth does not exceed 20–40 *m* [2, 3]. The identified coastal (sea, shelf) gold-bearing placers can be developed using special devices and technologies (Fig. 5).

However, it should be noted that the existing technologies for the development of coastal-marine placers cause significant pollution of sea waters. For example, when sand is extracted from the seabed, the turbidity of the waters increases from 8 to 400 times [1].

Such pollution of sea waters affects various aquatic organisms. In particular, high suspended matter significantly reduces lighting and decreases phytoplankton productivity. In addition, the resulting redeposition of suspended material poses a serious danger to fish spawning on the ground, as well as to filtering mollusks.

Conclusion. In Madagascar, it is necessary to develop enterprises that develop highly liquid minerals (primarily gold mining). At the same time, for the effective use of the mineral resource base of Madagascar, it is necessary to apply environmentally friendly technologies for the extraction and processing of mineral raw materials. The main direction is exploration of coastal placers of heavy metals and minerals, their development and primary processing.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 13-16

CHARACTERISTICS MINERAL RESOURCE BASE OF MADAGASCAR

Vorobyev A. E., *chief Researcher, Doctor of Technical Sciences, Professor, fogel_al@mail.ru*
Vorobyov K. A., *post-graduate student, fogel_al@mail.ru*
Ndriambanuna S.A., *post-graduate student, fogel_al@mail.ru*
Schesnyak L.E., *post-graduate student, fogel_al@mail.ru*

RUDN University, Moscow, Russia.

Abstract:
The main characteristics of the mineral resource base of Madagascar with details of coal, iron ore, non-ferrous metals, uranium, rare metals and gold are considered. In the gold-ore mineral base of Madagascar, coastal placers are of particular potential interest. Foreign mining companies and local crafts are described. The transition to the development of coastal gold placers is proposed

Keywords: *Madagascar, mineral resource base, gold placers, continental and coastal areas, development.*

References:

1.The impact of dredging of placer deposits on the environment // https://studfile.net/preview/3542816/ 20 p.

2.Vorobiev A.E., Ibragimov R., Koteneva L.A. Grouping of innovative methods and technical means for the development of aquatic mineral resources // Mine survey and subsoil use. 2015. No. 1. pp. 29-36.

3.Vorobiev A.E., Ibragimov R., Koteneva L.P. Typification of innovative methods and technical means for the development of aquatic mineral resources // Collection of scientific articles of the international scientific and technical conference "Problems and ways of innovative development of the mining and metallurgical industry." Part 1. Tashkent. Tashkent State Technical University. 2014.pp. 16-27.

4.Vorobiev A.E., Chekushina T.V., Chekushina E.V. et al. Method for storing metal-containing rock mass in water: Patent 2002957 RF, MPK5E 21 C 41/26, BI No. 41-42, 1993.

5.Geochemical Barriers in the Hypergenesis Zone / Edited by Corr. RAS N.S. Kasimov and prof. A.E. Vorob'eva / A group of authors - Moscow: Moscow State University, 2002. - 342 p.

6.Mining encyclopedia. Volume 3.M., 1987.

7.Gurov K.I. Results of monitoring the dynamics of the coastal zone and the granulometric composition of beach sediments in the central part of the Kalamitsky Bay // Ecological safety of the coastal and shelf zones of the sea. Issue 1.2020.pp. 36-46.

8.Ivanova A.M., Kreiter E.N. Fine and fine gold in the shelf areas of the World Ocean // Geology and Mineral Resources of the World Ocean N 2. 2006. pp. 30-49.

9.Fossil resources of Madagascar // http://referatwork.ru/info-lections-55/nat/view/14064_iskopaemye_resursy_madagaskara.

10.Kungurova V.E. On the issue of placer gold content in the coastal-marine zone of southwestern Kamchatka // Ores and metals N 5. 2014. pp. 19-31.

11.Minerals of Madagascar // https://nado.znate.ru/.

12.The time of extensive development of the marine and oceanic bowels of the Russian Federation is approaching // Mine surveyor bulletin N 5. 2008. 59 p.

13.Shnyukov E.F., Maslakov N.A., Skorik A.N., Gavrilyuk I.V., Kutniy V.A. On the gold content of sandy deposits of the Kerch Peninsula // Geology and useful minerals of the World Ocean N 2. 2008. pp. 53-67.

УДК 622.02

СКАПОЛИТИЗАЦИЯ ФАКТОР РЕДКОМЕТАЛЬНОЙ И РЕДКОЗЕМЕЛЬНОЙ РУДОНОСНОСТИ АВТОСКАРНОВ

Maqolada bir necha ma'dan maydonlarining skarn hosilalari qaralgan. Bunda "Charmitan" va "Choruxdayron" ma'dan maydonlarining otqindi tog' jinslari taqqoslangan. "O'rtaliq" konida noyob yer elementlarining to'planishida asosiy rol ishqorli-galloid metasomatozning oxirgi bosqichlarida minerallarning eysit birlashmalarining hosil bo'lishi bilan bog'liq ekanligi keltirilgan.

Tayanch iboralar: *Shimoliy Nurota, Qo'shrobot intruzivi, Charmitan, O'rtaliq, Turkman, metasomatitlar, avtoskarnlar, piroksenli dioritlar, gabbro-sienitlar, montsonitlar, esseksitlar, ishqorli granitlar, skapolitlar va boshqalar.*

В статье рассматриваются скарновые образования нескольких рудных полей, сравниваются интрузивы рудных полей Чармитана и Чоррухдайрон. Выявляется главная роль в концентрации редкоземельных элементов на месторождении Урталик, которая имеет щелочно-галлоидный метасоматоз, приводящий в заключительных стадиях к формированию эйситовой ассоциации минералов.

Ключевые слова: *Северный Нуратау, Кошрабатский интрузив, месторождения Чармитан, Урталик, Тукман, метасоматиты, автоскарны, пироксеновые диориты, габбро-сиениты, монцониты, эссекситы, щелочные граниты, скаполиты и др.*

Мусаев А.М.
старший научный сотрудника
Института геологии и геофизики
им. Х.М. Абдуллаева
Госкомгеологии РУз.
к.г.-м.н.

Джуманиязов Д.И.
младший научный сотрудник
Института геологии и геофизики
им. Х.М. Абдуллаева
Госкомгеологии РУз.

Впервые в Средней Азии наличие скарновых образований между силикатными породами контрастного состава между кислыми и основными, а также ультраосновными породами и метаморфическими образованиями, возникшими на их основе, отмечал Х.М. Абдуллаев [1, 2]. Преобразования минерального состава с повышением их основности он связывал контактовым взаимодействием магмы с карбонатными породами. Позже Х.М. Абдуллаев, Е.Л. Абрамович и М.С. Кучукова [3] показали обогащенные железом экстрагируемым из гранодиоритов или диоритов постмагматические растворы начинают формировать скарны 121 гистерогенного, затем постмагматического гидротермального генезиса. По приведенным им данным автоскарны имеют мелкозернистую структуру, содержат реликтовый плагиоклаз и характеризуются повышенным содержанием сфена и других акцессорных минералов. Они возникают часто в связи с магнезиальными скарнами, а аллоскарны, содержащие наряду с крупными зернами пироксена кристаллы граната, везувиана, воллостонита и остаточного кальцита, отсутствующего в автоскарнах относили к эндоскарнам других авторов, возникающих в постмагматических условиях часто парагенно с известковистыми скарнами. Зональное строение скарнов, считали проявлением биметасоматоза по Д.С. Коржинскому [10] между гранитоидными и карбонатными породами.

В те же годы об автоскарнах появилась работа И.Х. Хамрабаева под названием «К петрологии малых интрузий и автоскарнов северо-восточного Моголтау» [16]. В данной работе автор считал процесс автоскарнирования одним из звеньев постмагматических изменений изверженных пород. В Чоррухдайроне И.Х. Хамрабаев выделил скарны связанные с эффузивными породами и породами малых интрузий, которых считал продуктами одного источника.

Для характеристики автоскарнов Тукманского участка попытаемся сравнить их с автоскарнами изученными И.Х. Хамрабаевым, что поможет объяснению происхождения автоскарнов Кошрабадского интрузива с которым генетически связаны проявления золоторудной, редкометалльной, редкоземельной, радиоактивной и полиметаллической минерализаций. Задача заключается в обосновании роли щелочно-галлоидного метасоматоза при формировании указанных выше типов оруденений. Работы по особенностям вещественного состава и структурно-текстурных признаков автоскарнов, отмеченных прежними исследователями [1, 2, 3, 7, 10, 14, 16], позволили выявить новые черты автоскарнов Кошрабадского интрузива Северного Нуратау в Западном Узбекистане.

В Чоррухдайроне пироксеновые диориты, занимающие малые интрузии, [16] имеют габбровую-монцосиенитовую структуру. Состав пироксеновых диоритов: плагиоклаз – 50-55% (№ 45-50), диопсид 20-25%, рудные минералы – 11-15%, калиевый полевой шпат 6-8%, зеленая роговая обманка – 5-10% с редкими зернами кварца, сфена, апатита, сопоставимы с минеральным составом габбро-сиенитов и диоритовых порфиритов Тукманской площади ЧРП с небольшими отклонениями объемных содержаний минералов. Породы в Чоррухдайроне вблизи контакта с относительно кислыми эффузивами по сравнению с пироксеновыми диоритовые порфириты эндоконтактовых разновидностей образуют дайки, апофизы и реже самостоятельные выходы, сложеные эссекситовыми и лабрадоровыми порфиритами, следующего состава: плагиоклаз №55-40%, в порфиробластах № 55-70 и №15-25% в основной мелкозернистой массе. Пироксен сохраняется в тех же пределах, что в пироксеновых диоритах – 22% объёма и представлен моноклинной разностью нацело замещенной уралитом – 16%. Подобный состав характерен и для эссекситов Тукмана, только здесь в более продвинутом виде с симплектитами щелочной роговой обманки-гастингсита развитого локально по дезинтегрированным кристаллам маложелезного биотита розовато-коричневого цвета в светлых тонах, калиевый полевой шпат – 8,5%, рудные минералы – 14% и апатит в единичных зернах, близок по составу с указанными эссекситами [16]. Только в Тукмане некоторые участки развития эссекситов отличаются повышенным количеством рудного минерала – магнетита, с частичным сохранением следов лимонита и гетита по реликтам гематита. Подобный характер распределения рудных минералов указывает на постепенное повышение активности SiO_2 при средне- и низкотемпературных условиях автометаморфического – постмагматического процесса. Это приводит к проявлению монцонитов и сиенитодиоритов аналогичных по составу Чоррухдайронским, монцонитов или сиенитодиоритов. В Тукмане среди монцонитов более интенсивно развиты вторичные минералы как эпидот, цоизит с представителями других посториорных минералов эпидотовой группы, ромбического пироксена – слегка повышенной железистостью салита.

Диоритовые порфириты, габбросиениты и эссекситы в Кошрабадском интрузиве охарактеризованы в работах З.А. Юдалевича, И.Р. Асатуллаева.[9], А.И. Даутова, В.А. Хренова [6], Х.С. Тиллаева [15] и по другим районам [16-18]. Это позволяет считать гибридные породы возникшими за счет кислотно-основного взаимодействия габбро-диабазов Мальгузарского комплекса (S_2) с гранитоидной магмой верхнекарбон-нижнепермского возраста, характерного для всей территории хребта Нуратау с его северным и южным ветвями. Подобное цикличное изменение состава изверженных пород Кошрабадского интрузива отчетливо видно из работ З.А. Юдалеевича с его сотрудниками [9].

Следует указать, что в Кошрабадском интрузиве фациальные условия становления и особенности геологического строения вмещающей рамы, за достаточно продолжительное время остывания способствовали образованию пород гибридного происхождения – монцонитов, эссекситов, щелочных гранитов и др. с явным проявлением щелочного-галлоидного метасоматоза. В результате этого также как в Чоррухдайроне проявились автоскарны, определившие редкометально-золоторудно-редкоземельное оруденение, сопряженное сульфидно-полиметаллической минерализацией в средне-низкотемпературных стадиях формирования Чармитанского рудного поля с уникальной для Западного Узбекистана металлогенической специализацией на указанные металлы.

Собранные фактические данные показали, что главную роль в концентрации редкоземельных элементов на месторождении Урталик имеет щелочно-галлоидный метасоматоз, приводящий в заключительных стадиях к формированию эйситовой ассоциации минералов, где основным породообразующим минералом является кислый плагиоклаз альбит, содержащий не более 13% анортитовой молекулы. Видимо мольная доля анортита на месторождении Урталик в средних зонах альбитизации (предтыловых – до кварцевых жил) может оказаться важным показателем количества концентрации РЗЭ. В таких зонах возрастает μCaO, выраженное увеличением массы извести вытесненного из плагиоклаза (№60-75) альбит-олигоклазовым составом. Фактическое значение повышения свободной известковистости альбитизированных гранитоидов подтверждается данными рентгеноспектрального анализа, показывающего избыточное весовое содержание CaO с недостатком массы в сумме, способствующего накоплению редкоземельных элементов – петрогенных аналогов кальция и других 2^x валентных оснований. Согласно теоретическим высказываниям Семенова [5], Л.Н. Бородина [5], В.И. Смирнова [5, 11, 12, 14] и китайских ученых, детально изучивших всемирно известное уникальное месторождение с РЗЭ в восточной части Центрально-Азиатского складчатого пояса во внутренней Монголии Северного Китая. Они такое мнение объясняют высокой активностью CaO при усиленном щелочном метасоматозе, основных пород, переходящих к щелочным гранитам – монцонитам названным Левинсон-Лессингом габбросиенитом [4, 11]. Такие породы широко развиты на Тукманском участке, ЧРП. О гибридном происхождении монцонитов указывали почти все крупные специалисты, изучавшие условия накопления РЗЭ в связи с монцонитами К.А. Абдирахманов [4], А.Е. Ферсман [4], А.Н. Заварицкий [8], Е.А. Кузнецов [4, 5, 14, 18]. Петрогенное родство редкоземельных элементов с осадочными хемогенными образованиями были убедительно доказаны в работах, посвященных геологическому строению месторождения Баян-Обо, где вопрос изначальной приуроченности РЗЭ к доломитам в некоторых работах связывалось со вторичным метасоматическим происхождением их за счет метаморфических превращений под воздействием внедрившейся гранитоидной интрузии позднепалеозой-мезозойского возраста.

Несмотря на существование датировки РЗЭ месторождения Баян-Обо в доломитах, относимых к докембрийским отложениям, вопрос истиной природы в карбонатных породах редких земель вызывали острые дискуссии. Для полигенного происхождения РЗМ возражения снимаются, если допустить их проявление независимо от условий магмогенерации в гетерогенных геологических строениях земной коры только за счет геохимической связи редких земель с Ca,Mg,<Fe. Об этом же говорит наличие концентраций редкоземельных элементов в зальбандах кварц-карбонатных жил рудоносных кварцевых жил, несущих оруденение в ЧРП.

Примечательной особенностью сравниваемых инрузивов рудных полей Чармитана и Чоррухдайрона является то, что в них широко развит схожий процесс формирования автоскарнов. Принимая определение Х.М. Абдуллаева, И.Х. Хамрабаев дает следущее определение автоскарнов «Автоскарны в определении [1 - 3] означают породу, образовавшуюся за счет интрузивных пород путем метасоматического воздействия на них постмагматических растворов. Для отнесения какой-нибудь породы к автоскарнам необходимым условием, кроме установления её происхождения за счет интрузива при обязательном привносе веществ, считается присутствие в ней одного или нескольких следующих скарновых минералов: пироксен, гранат, амфибол и визувиан». Чоррухдайронские скарны [14] отвечают этому определению. Считаем возможным распространить эту точку зрения и на автоскарны Кошрабадского интрузива, где И.Х. Хамрабаев изучил экзоскарны между известняками и контактирующими с ними гранитоидами, а автоскарны между интрузивными породами, несущими вместе с редкометальным и редкоземельное оруденения остались неизученными. Это положение сохраняется до настоящего времени.

Процессы скарнового рудообразования в Западном Узбекистане широко распространены в связи с магнезиальными и известковистыми типами минерализации. Для первого типа характерными минералами являются клинопироксен, шпинель, форстерит, плагиоклаз (№ 65-95), флогопит, амфибол, ксантофиллит (?), серпентин, хлориты, бруссит, водные бораты, кальцит. Плагиоклаз замещается скаполитом образующим порфиробластические кристаллы с включениями плагиоклаза и пироксена. В рудопроявлении Тукман встречаются кислые скаполиты с содержанием до 86 мол, % мариолита. По данным К.В. Подлесского детально изучавшего все скарновые месторождения, несущие редкометальные, редкоземельные, сульфидно-полиметаллические, золоторудные, железные, борные и др. руды, включая, всемирно известное месторождение Баян-Обо во внутренней Монголии Китая кислые скаполиты образуются на малоглубинных условиях при низком давлении углекислоты [14]. Флогопит в Тукмане развит по сильно деградированному биотиту, остающемся среди флогопит-гастингситовых симплектидов, представляющих пластинчатые образования без четких кристаллических огранений. Это имеет аналогию с наблюдениями [14] по известковистым апомагнезиальным скарнам Модотинского интрузива контактирующего с протерозойскими гнейсами и кристаллическими сланцами инецированными триасовыми гранитоидами. По прослойкам известковых мраморов с примесями алюмосиликатных пород здесь образовались экзоскарны сложенные клинопироксеном с гроссуляром имеющим до 15% пиральспитовой молекулы, которые в сторону экзоконтакта сменяются гранатовыми скарнами содержащими везувиан, где гранаты становятся слегка повышенной железистостью с 15% андрадитовой молекулой. В этих породах оруденение представлено сульфидами Mo, Sn с редкой вкрапленностью шеелита. В Тукмане шеелит также встречается в автоскарнах – в виде скаполитизированной пироксен-плагиоклазовой породы развитой на контакте с гранитом. Все скарновые тела усечены кварцевыми прожилками и жилами несущими оруденение.

При скаполитизации эндоскарнов (автоскарнов) образовались масса вторичных минералов: сфена, цоизита, клиноцоизита и главным

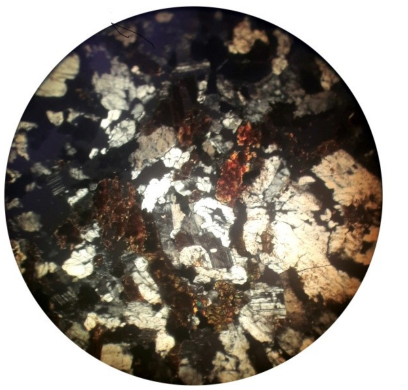


Рис.1. Рудопроявление Тукман Шл.1^a, ув.32^x, Николи+. Скаполитизированный щелочной гранит - габбросиенит: белые таблетчатые, ксеномофные кристаллы скаполита (сп. однosн. отр.) с влючением серых остатков плагиоклаза, красные призмат. кристаллы цоизитизированного гастингсита (железистого-ребекита в поикил.вкл.) в правом краю шлифа короткоприз. Кристалл салита с каемкой и вкючениями магнетита

образом эпидота доходящего до эпидозитовых скоплений интенсивно окварцовываясь превращающегося в лоскутья с остатками плагиоклаза (рис.1).

Из рисунка 2 можно убедиться о сингенетичности скаполита с минералами редких земель и вольфраматом кальция.

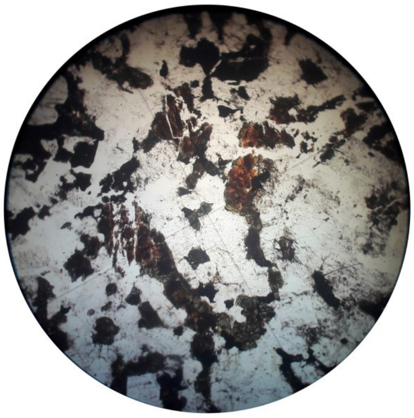


Рис.2. Рудопроявление Тукман, шл.1[а], ув.32[х], николи //. Скаполитизированный щелочной гранит - габбросиенит: ксеноморфные кристаллы эпидота смешанного с цоезитом, окружены каймами мариолита (Ma_{87}), приуроченные к трещинам магнетитовые прожилки создают подобие сидеронитовой структуры, квадратные черные кристаллы пирита и арсенопирита, мелкие призмат. с двойниками буроватые кристаллы - ксенотима (YPO_4), бесформенного - монацита $(Ce.La)PO_4$ и квадратные ксеномофные редкие вкрапленники светлобурого шеелита ($CaWO_4$)

На этом основании считаем скаполитизацию фактором концентрации редких и РЗЭ в габбро сиенитах и их аналогах монцонитах-щелочных гранитах.

Анализ фактических материалов в сравнении с литературными источниками показывает, что кальциевый метасоматоз в Чармитанском рудном поле является следствием вытеснения из состава плагиоклаза окиси кальция при щелочном метасоматозе за счет развития в породе альбитизации и калишпатизации, сопровождаемом переходом диопсида в геденбергит и салит и замещением исходного биотита гранита с низкожелезистой его разновидностью прорастающей гастингситом приводит выброс в раствор почти всех рудообразующих элементов из своего состава.

Повышение содержания углекислоты и галлоидов (Cl, F, B) раствора способствует скаполитизации эдукта и образуются фосфаты, карбонаты, бораты редкоземельных металлов с сингенетичным проявлением оксидов, сульфидов, арсенатов, молибдатов, волфраматов и других соединений остальных рудообразующих металлов. Фактическими концентраторами и носителями РЗЭ в ЧРП являются достоверно установленные минералы, представленные апатитом, цирконом, бастнезитом, монацитом, колумбитом, торитом, церианитом, ашаритом, сфеном, эпидотом с его группой и другими рудными минералами редких земель.

Таким образом, щелочные граниты ЧРП могут считаться специализированным на золоторудно-редкометально-редкоземельно-полиметаллически-железорудное оруденение, представляющее богатый комплексный промышленный тип месторождения, настоятельно требующего их совместного извлечения.

Библиографический список:

1. Абдуллаев Х.М. Геология шеелитоносных скарнов Средней Азии // Изд. АНУзССР, Ташкент, – 1947. - 221 с.

2. Абдуллаев Х.М. Генетическая связь оруденения с гранигоидными интрузиями, - М.: Госгеолтехиздат, 1954. - 294 с.

3. Абдуллаев Х.М., Абрамович Е.А., Кучукова М.С. Строение скарновый зоны Ингичкинского поля. Труды института Геологии вып. Изд. АНУзССР, Ташкент 1949. -С. 95-101.

4. Абдрахманов К.А. Петрология щелочных пород юго-запада Таласского хребта Алма-ата, Изд. ИГН им Сатбаева К.И. АН КазССР, 1969, 194 с.

5. Бородин Л.С. Редкие элементы в ультрабазитах из комплексных массивов ультраосновных-щелочных пород // Проблемы геохимии, "Наука", М-1965, С. 396-406.

6. Даутов А.И., Хренов В.А. Некоторые геолого-минералогические особенности золоторудного месторождения Чармитан в Западном Узбекистане // Узб. геол. ж., – 1971, – № 3. – С. 3-7.

7. Жариков В.А., Русинов В.Л., Маракушев А.А., Зарайский Г.П. и др. // Метасоматизм и метасоматические породы М.«Научный мир»1998, 489 с.

8. Заварицкий А.Н. Геологический очерк месторождений медных руд на Урале. 4. II. Тр. Геол.ком., 1929, нов.сер, вып. 173.

9. Изох Э.П., Юдалеевич З.А., Диваев Ф.К. и др. / Формационный анализ гранитоидов Западного Узбекистана / Новосибирск, Наука, 1975, 519 с.

10. Коржинский Д.С. Петрология туринских скарновых месторождений меди. Труды института геологических наук. вып. 68 сер. рудных месторождений №10. Изд.АН СССР, 1948. 148 с.

11. Котельников А.Р. Экспериментальное исследование скаполит-плагиоклазового равновесия в гидротермальных условиях // Доклады АНСССР 1977, т.207, С.923-925.

12. Левинсон-Лессинг Ф.Ю. 1910. Об основных проблемах петрогенезиса // Избранные труды, т.1. Изд. АНСССР. М-Л-1950. С. 313-331.

13. Мусаев А.М., Джуманиязов Д.И. Эйситизация как фактор концентрации РЗЭ в граносиенитах месторождения Урталик Чармитанского рудного поля // Горный вестник Узбекистана. № 1. 2019г. С. 39-41.

14. Мусаев А.М., Магдиев Р.М., Шаисламова М.Ш. / Распределение радиоактивной минрализации в альбитизировнных с турмалином гранитах Каратюбинского интрузива // Материалы второго петрографического совещания Алма-ата, 1969, изд. АН КазССР т.2, С. 215-217

15. Подлесский К.В., Власова Д.К., Кудря П.Ф. Скарны и связанное с ним оруденение монголии. Москва, «НАУКА», 1988, 150с.

16. Тилляев Х.С. Некоторые геологические условия формирования и размещения золоторудного оруденения на Чармитанском рудном поле // Узб. геол.ж.-1973. -№ 5.- С. 28-31.

17. Хамрабаев И.Х. К петрологии малых интрузий и автоскарнов Северо-восточного Моголтау. Труды института Геологии вып. 4. Изд. АНУзССР, Ташкент 1949. -С. 102-120.

18. Хамрабаев И.Х. О новых типах вольфрамовых руд в Западном Узбекистане. «Узб. геол. ж.», 1972, № 4. С. 3-7.

УДК 622.23

ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССОВ ФИЗИКО-ХИМИЧЕСКОГО РАЗРУШЕНИЯ КРЕПКИХ ГОРНЫХ ПОРОД РАЗЛИЧНЫМИ РАСТВОРАМИ ПОВЕРХНОСТНО-АКТИВНЫХ ВЕЩЕСТВ

Тураев А.С.,
доцент кафедры «Добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ, к.т.н.

Жиянов А.Б.,
старший преподаватель кафедры «Добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ

Буриев Ш.У.,
ассистент кафедры «Добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ

Рашидова Р.К.,
соискатель кафедры «Добычи и переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ

Maqolada yettita sirt faol moddaning 20÷60°C haroratdagi suvda eruvchanligi o‘rganilgan. Tadqiqot natijalari shuni ko‘rsatdiki, haroratning ortishi bilan "Alkilbenzolsulfonat kaltsiy" (erimaydigan) va “Sobstok”dan tashqari barcha turdagi sirt faol moddalarning eruvchanligi ortadi. Bu sirt faol moddalarda eruvchanlik bo‘yicha sezilarli o‘zgarishlar kuzatilmaydi.

Tayanch iboralar: *turli kimyoviy reagentlar, sirt faol modda, darzliklarning paydo bo‘lishi, sirt faol moddalarning suvli eritmalari, mustahkamlikning kamayishi, sirt tortishish, eritmalarning bo‘laklash ko‘rsatkichlari.*

В данной работе изучена растворимость семи ПАВ в водопроводной воде при температурах 20÷60ºС. Найдено, что растворимость всех ПАВ с увеличением температуры растет, кроме ПАВ «Алкилбензолсульфонат кальция» (не растворим) и «Собсток», у которых заметных изменений растворимости не наблюдается.

Ключевые слова: *различные химические реагенты, поверхностно-активные вещества, обнаружение наличия трещин, водный раствор поверхностно-активных веществ, адсорбционное понижение прочности, поверхностное натяжение, показатели преломления растворов.*

Одной из наиболее важных задач горного производства, требующего решения в ближайшее время ведение проходческих работ горных местностей в осложненных геологическими условиями Узбекистана является применение различных химических реагентов, поверхностно активных веществ, позволяющих интенсифицировать проходку, т.е. повысить производительность труда технических средств, обнаружение наличия трещин, разработка способов разупрочнения твердых пород и улучшить ее технико-экономические показатели.

В 30-х годах XX столетия выдающийся ученый химик академик П.А. Ребиндер начал изучать показатели твердых поверхностей и целенаправленно поставил задачу регулирования и управления ее свойствами, которые в 60-х годах привели его сделать величайшее открытие о возможности разрушения поверхности за счет химического взаимодействия и адсорбционного понижения прочности твердых поверхностей с помощью поверхностно-активных веществ (ПАВ).

Наиболее простым и экономичным способом изменения свойств и состояния массива породы является физико-химическая обработка его водным растворами ПАВ и электролитов. В основу этого воздействия положено адсорбционное понижение прочности, позволяющее снизить затраты энергии на разрушение пород. Исследование эффекта адсорбционного снижения свободной поверхностной энергии на межфазной границе твердое тело-жидкость при адсорбции молекул и ионов ПАВ из раствора для интенсификации энерго-и материалосбережения при разрушении и диспергировании горных пород чрезвычайно перспективно.

Водные растворы ПАВ интенсифицируют процессы разрушения горных пород, способствуя увеличению скорости бурения, снижению износа инструмента и прочности разрушаемых пород и т.д. Водные растворы ПАВ в горнорудной и угольной промышленности начали применяться только в последние десятилетия.

Для дальнейшего повышения эффективности применения водных растворов ПАВ в горнорудном производстве необходимы дальнейшие лабораторные исследования процессов физико-химического разрушения крепких горных пород растворами ПАВ и электролитов, оценки степени молекулярного сродства между ПАВ и породой. Выбор раствора ПАВ с оптимальными свойствами должен осуществляться с помощью показателей, отражающих процесс физико-химического взаимодействия ПАВ и породы на межфазной границе, а также по величине суспензионного эффекта, времени седиментации и времени впитывания.

В данной работе изучена растворимость семи ПАВ в водопроводной воде при температурах 20÷60°*С*. Найдено, что растворимость всех ПАВ с увеличением температуры растет, кроме ПАВ «Алкилбензолсульфонат кальция» (не растворим) и «Собсток», у которых заметных изменений растворимости не наблюдается.

Поверхностное натяжение всех изученных растворов ПАВ при концентрациях 0,0÷0,4% (*г*/100 *г* раствора) с увеличением концентрации убывает от значения 72 *мН/м* в воде до значений 30÷35 *Н/м*, наиболее сильное уменьшение наблюдается в растворах геронола CF-8201 и геронола V-87 и наименьшее уменьшение σ- в растворах ОП-10.

Показатели преломления растворов всех изученных ПАВ в области концентраций 0,0÷0,025% не меняются, затем с увеличением концентрации возрастают почти линейно в растворах «ОП-10» и «Собсток», а в остальных случаях *n* возрастают не линейно.

Результаты изучения характеристик ПАВ (CF-8201, CF-8901, ОП-10, FF/4, V-87 и «Собсток») с увеличением концентрации показаны в рис.1-6.

Для водородного показателя растворов ПАВ для CF-8901 в области концентраций 0,0÷0,4% наблюдается монотонное возрастание *pH* раствора, в то время как в растворах «Собсток» наблюдается максимум значения *pH*. В остальных растворах изученных ПАВ в зависимости *pH*

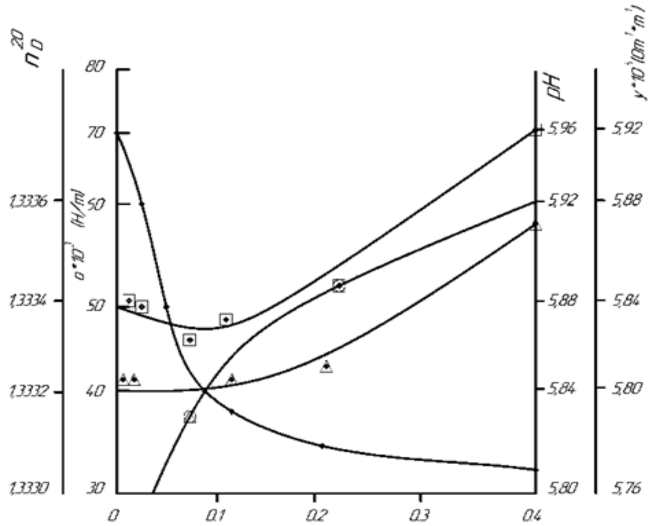


Рис.1. Изменение характеристик ПАВ (CF-8201) с увеличением концентрации: 1 – поверхностное натяжение (*σ*), 2 – показатель преломления (*n*), 3 – водородный показатель (*pH*), 4 – электропроводность (*γ*)

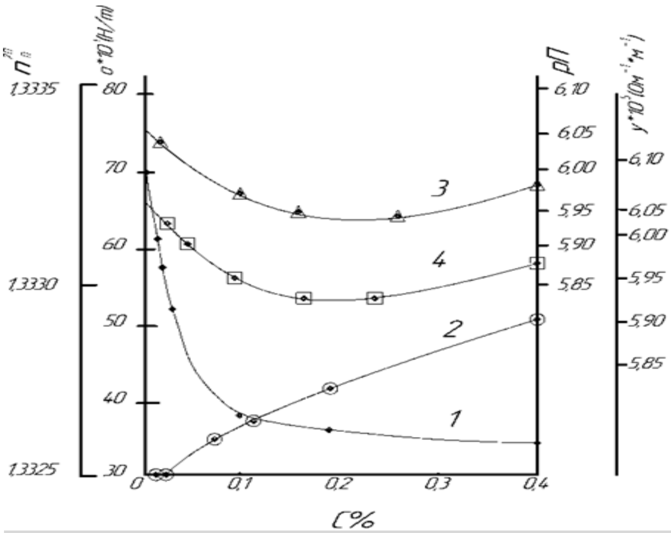


Рис.3. Изменение характеристик ПАВ (ОП-10) с увеличением концентрации: 1 – поверхностное натяжение (*σ*), 2 – показатель преломления (*n*), 3 – водородный показатель (*pH*), 4 – электропроводность (*γ*)

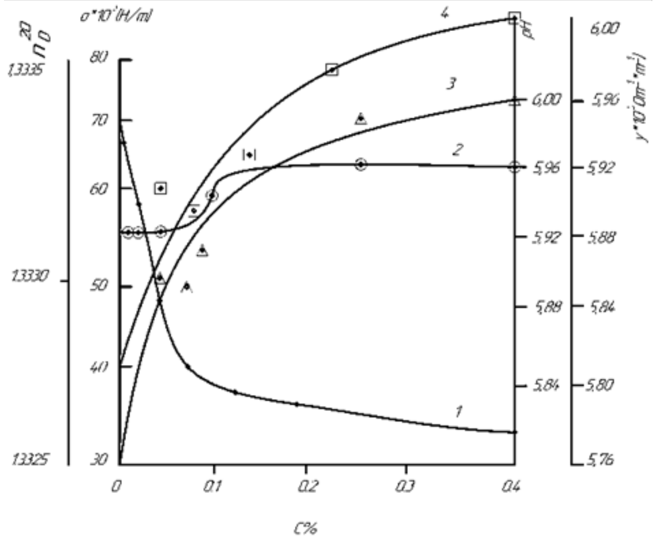


Рис.2. Изменение характеристик ПАВ (CF-8901) с увеличением концентрации: 1 – поверхностное натяжение (*σ*), 2 – показатель преломления (*n*), 3 – водородный показатель (*pH*), 4 – электропроводность (*γ*)

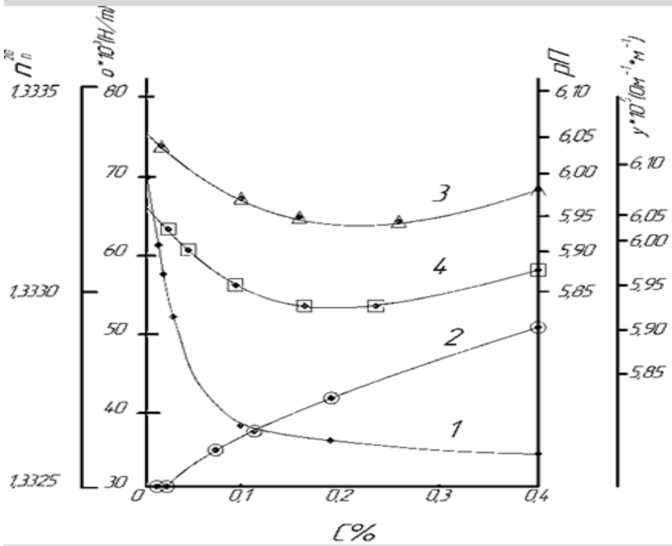


Рис.4. Изменение характеристик ПАВ (FF/4) с увеличением концентрации: 1 – поверхностное натяжение (*σ*), 2 – показатель преломления (*n*), 3 – водородный показатель (*pH*), 4 – электропроводность (*γ*)

от концентрации наблюдается минимум: для растворов геронола V-87 при ~ 0,12%, для CF- 8201 при ~ 0,07%, для FF/4 при ~ 0,2% и для ОП -10 при ~ 0,23%, соответственно. Поведение электропроводности изученных растворов ПАВ в зависимости от концентрации аналогично концентрационной зависимости *pH*.

В работе изучено влагопоглощение шести видов горных пород (известняк, гранит розовый, гранит, гранит серый, мрамор и доломит) в растворах ПАВ показали, что максимальным водопоглощением и пористостью обладает доломит, а минимальным мрамор. Среди трех видов гранита наибольшим водопоглощением и пористостью обладает гранит серый. У известняка эти параметры меньше, чем у гранитов, но больше чем у мрамора.

Сравнение сухого и водонасыщеного (водопроводная вода) состояний образцов шести пород показало, что прочность на сжатие в водонасыщеном состоянии снижается у известняка на 16%, гранита розового на 28%, гранита на 2,5%, гранита серого на 4%, мрамора на 8,4% и доломита на 64%.

Снижение прочности на сжатие насыщенных водными растворами ПАВ 0,1% концентрации образцов горных пород для известняка наибольшее в растворе CF-8201 (38%), в растворе FF/4 и в растворе «Собсток» около 25%; для гранита розового в растворе V-87 около 43%; для гранита в растворе V- 87 около 17% и в растворе «Собсток» около 18%; для гранита серого в , растворе V-87, ОП-10 и «Собсток» около 18 %; для мрамора наоборот, во всех растворах ПАВ наблюдается повышение прочности; для доломита наблюдается наиболее резкое понижение прочности во всех растворах ПАВ л от 40% в растворах «Собстока» и до 77% в растворах CF-8201.

Для известняка наилучшим понизителем прочности являются 0,1%-ые растворы эмульгатора CF-8201 и «Собсток»; для гранита розового - 0,1%-ый раствор эмульгатора V-87; для гранита - 0,1%-ые растворы эмульгатора V-87 и «Собсток»; для гранита серого - 0,1%-ые растворы эмульгатора V-87, ОП- 10 и «Собсток»; для доломита - 0,1%-ые растворы любого из шести ПАВ, но наибольший эффект оказывают 0,1% растворы эмульгатора V-87; для мрамора - все шесть типов ПАВ повышают его прочность.

Изучение работ суспензионного эффекта показало, что наибольший суспензионный эффект с раствором всех ПАВ получается для мрамора. Если сравнивать суспензионный эффект с раствором каждого ПАВ в отдельности для каждого вида горной породы, то наблюдаем, что растворы CF-8201 дают максимальный суспензионный эффект с известняком и гранитом розовым; растворы CF-8901 - с гранитом серым и мрамором; растворы ОП-10 - с мрамором, доломитом и известняком; растворы FF/4 - с гранитом серым, мрамором и гранитом розовым; растворы V-87 - с мрамором и гранитом серым; растворы

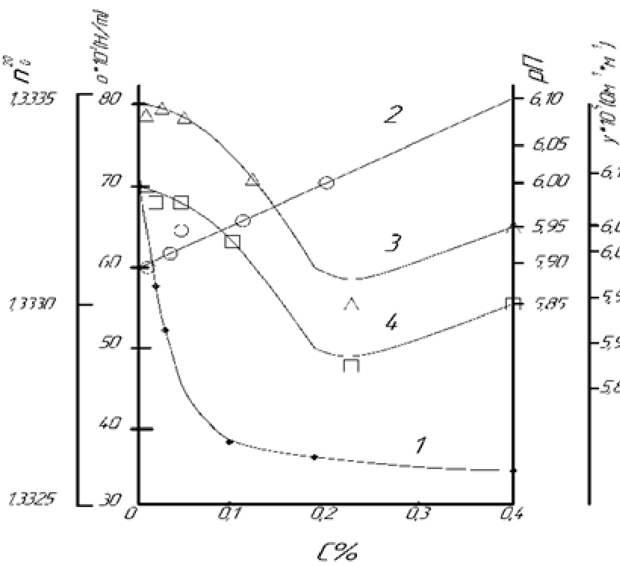


Рис.5. Изменение характеристик ПАВ (V-87) с увеличением концентрации: 1 – поверхностное натяжение (*σ*), 2 – показатель преломления (*n*), 3 – водородный показатель (*pH*), 4 – электропроводность (*γ*)

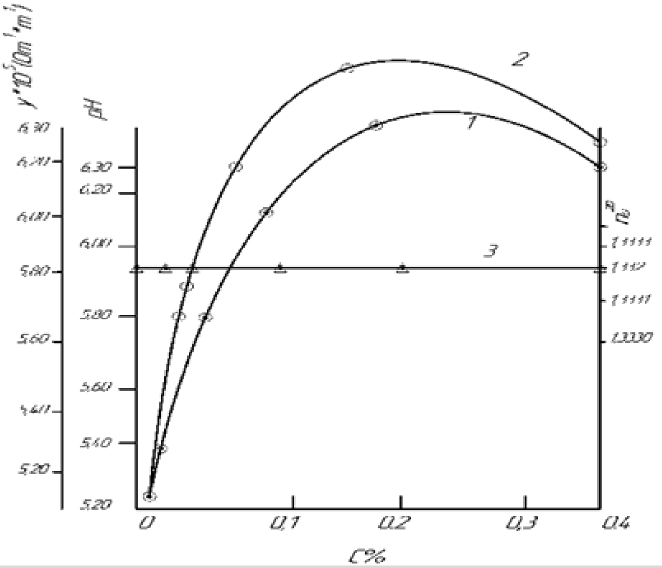


Рис.6. Изменение характеристик ПАВ (Собсток) с увеличением концентрации: 1 – поверхностное натяжение (*σ*), 2 – показатель преломления (*n*), 3 – водородный показатель (*pH*), 4 – электропроводность (*γ*)

«Собсток» - с гранитом серым. Наименьший суспензионный эффект наблюдается для растворов ОП -10 с гранитом серым; для растворов V-87 с известняком и растворов CF-8201 с гранитом серым.

Зависимость коэффициента поверхностного натяжения водных растворов ПАВ от концентрации CF-8201, CF-8901, ОП-10, FF/4 и V-87 показано рис.7 и рис.8.

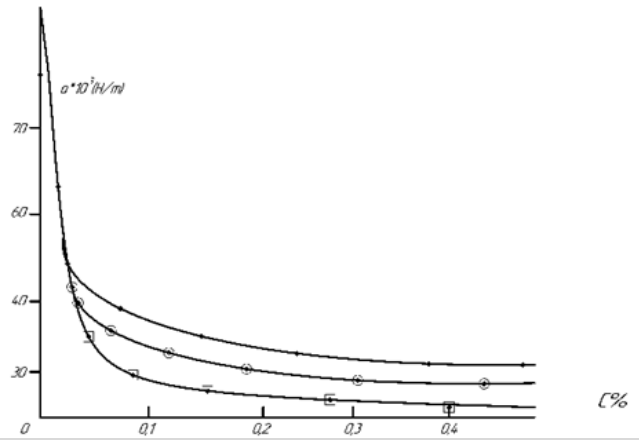


Рис.7. Зависимость коэффициента поверхностного натяжения водных растворов ПАВ от концентрации: 1-CF-8201, 2-CF-8901

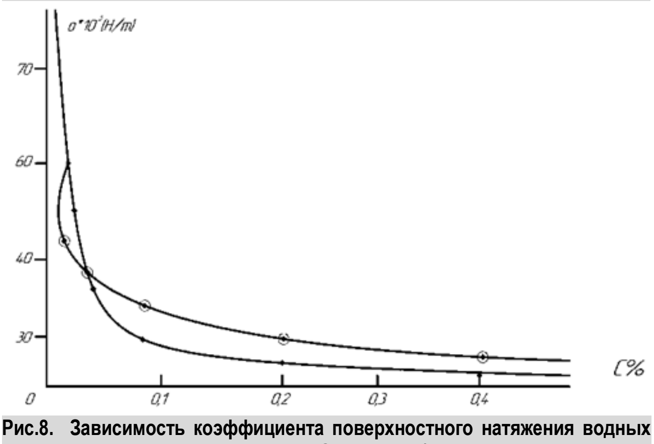


Рис.8. Зависимость коэффициента поверхностного натяжения водных растворов ПАВ от концентрации: 1–ОП-10, 2–FF/4, 3-V-87

В работе обнаружить влияние ПАВ на физические свойства горных пород ультразвуковыми методами оказалось трудной задачей из-за большой величины затухания УЗВ на частотах выше 10 *МГц* и многократных отражений ультразвукового импульса на границах микротрещин и микро полостей. Как следствие, интерференция многократно отражаемых ультразвуковых волн, распространяющихся внутри образца, приводит к нарушению регулярности эхо-сигналов на экране осциллографа, что делает не возможным проведение ультразвуковых измерений.

Таким образом, для проведения достоверных ультразвуковых исследований необходимо перейти на более низкие частоты (порядка 0,2÷1 *МГц*) на которых длина волны заметно больше характерных размеров микротрещин и микро полостей.

Исследование эффекта адсорбционного понижения прочности горных пород, обусловленного появлением или существованием свободной поверхностной энергии на межфазной границе твердое тело - жидкость при адсорбции молекул и ионов ПАВ из раствора для интенсификации процесса разрушения и диспергирования горных пород и экономии энергетических и материальных ресурсов весьма перспективно.

Приведенные нами экспериментальные исследования в области адсорбционного понижения прочности твердых горных пород с использованием олигомерных ПАВ является продолжением известных до нас работ и логическим дополнением представлений. Решенные задачи известных до нас работ явились нам научным зерном для сформулированных положений, выносимых на защиту, которыми в частности и явились:

- Использование физико-химического способа разрушения, т.е. уменьшение прочности крепких горных пород растворами ПАВ при работе проходческих комбайнов обеспечивает значительное снижение энергоемкости, износостойкости и увеличение срока службы буровых и резцовых инструментов.
- Использовать олигомерные ПАВ, полученных на основе местного сырья, которые являются на сегодняшний день, отходами и вторичными ресурсами для химической и пищевой промышленности республики.
- Расписать возможную предполагаемую химическую схему взаимодействия водных растворов олигомерных ПАВ с поверхностью твердых горных пород и образующихся соединений на местах трещин.
- Насыщение горных пород растворами ПАВ и олигомерных ПАВ обеспечивает соответственное снижение прочностных показателей в 1,6- 3,2 раза и поверхностной энергии в 3,5-7,5 раза.

Библиографический список:

1. Эдельштейн О.А., Шоболова О.А., Макаров Ю.С. Исследование прочностных и деформационных свойств увлажненных горных пород. В сб. Научные основы управления состоянием горного массива. М.1985, Вып.225,С. 90-96.
2. Эдельштейн О.А., Шоболова Л.П. О воздействии ПАВ на горные породы. В сб. Новые методы разрушения углей и горных пород. М.1980, Вып.189, С. 110-117.
3. Эдельштейн О.А., Шоболова Л.П., Макаров Ю.С. Изменение свойств горных пород под воздействием адсорбционно-активных сред. В сб. Вопросы управления состоянием горного массива. 1984, М, Вы п.224, С. 80-86.
4. Ржевский В.В., Новик Г.Я. Основы физики горных пород. М.: Недра, С. 16-29, 54-66.
5. Щукин Е.Д., Сумм Б.Д. Развитие физико-химической механики в трудах П. А. Ребиндара и его школы. В кн.: Рибиндер П. А. Поверхностные явления в дисперсионных системах. Физико-химическая механика. Избранные труды: М. Наука, 1979, С. 5-26.
6. Эдельштейн О.А., Шоболова Л.П. К методике исследования влияния увлажнения на прочностные свойства горных пород. В сб. «Научно- технические вопросы комплексной механизации горнопроходческих работ». Вып. 202, М. ИГД им. А.А. Скочинского, 1981, С. 47-52.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 20-23

RESEARCH OF PHYSICAL AND CHEMICAL PROCESSES DESTRUCTION OF STRONG ROCKS BY VARIOUS METHODS SOLUTIONS OF SURFACE-ACTIVE SUBSTANCES

Turaev A.S., *associate Professor of the Department of "Mining and Processing of Rare and Radioactive Metal Ores", Ph. D. abdunor_jiyanov@mail.ru*
Zhiyanov A.B., *senior lecturer of the Department of "Mining and Processing of Rare and Radioactive Metal Ores". abdunor_jiyanov@mail.ru*
Buriev S.W., *assistant of the Department of "Mining and Processing of Rare and Radioactive Metal Ores". abdunor_jiyanov@mail.ru*
Rashidova R.K., *doctoral student of the Department of Extraction and Processing of Rare and Radioactive Metals Ores.*

Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract:
In this paper, the solubility of seven surfactants in tap water at temperatures of 20÷60 °C was studied. It was found that the solubility of all surfactants increases with increasing temperature, except for the surfactants "Calcium Alkylbenzenesulfonate" (insoluble) and" Sobstock", in which no noticeable changes in solubility are observed.
Keywords: *various chemical reagents, surfactants, crack detection, aqueous solution of surfactants, adsorption strength reduction, surface tension, refractive indices of solutions.*

References
1.Edelshtein O. A., Shobolova O. A., Makarov Yu. S. Investigation of strength and deformation properties of moistened rocks. In the collection of Scientific bases of management of the state of the mountain massif. M. 1985, Issue 225, pp. 90-96.
2.Edelstein, O. A., Soboleva L. P. On the effect of surfactants on rocks. In sat. New methods of destruction of coals and rocks. M. 1980, Issue 189, pp. 110-117.
3.Edelstein, O. A., Soboleva L. P., Makarov Y. S. Changes of properties of rocks under the influence of adsorption-active media. In sat. Issues of managing the state of the mountain range. 1984, M, You p. 224, pp. 80-86.
4.Rzhevsky V. V., Novik G. Ya. Fundamentals of rock physics. Moscow: Nedra, pp. 16-29, 54-66.
5.Shchukin E. D., Sum B. D. Development of physical and chemical mechanics in the works of P. A. Rebindar and his school. In the book: Rebinder P. A. Surface phenomena in dispersion systems. Physical and chemical mechanics. Selected works: M. Nauka, 1979, pp. 5-26.
6.Edelshtein O. A., Shobolova L. P. On the method of studying the influence of moisture on the strength properties of rocks. In the collection "Scientific and technical issues of complex mechanization of mining operations". Issue 202, Moscow State Institute of Arts named after A. A. Skochinsky, 1981, pp. 47-52.

УДК 622.765.3

ИССЛЕДОВАНИЕ ИЗМЕНЕНИЯ КОНЦЕНТРАЦИИ ИОНОВ МЕТАЛЛОВ В БАКТЕРИАЛЬНОМ ОКИСЛЕНИИ ФЛОТОКОНЦЕНТРАТА В ЖИДКОЙ ФАЗЕ




Санакулов К.,
генеральный директор
ГП НГМК,
д.т.н., профессор

Мухиддинов Б.Ф.,
профессор кафедры
«Химическая технология»,
НГГИ, д.х.н.

Шарипов С.Ш.,
докторант кафедры
«Химическая технология»,
НГГИ

Умрзаков А.Т.,
доцент кафедры «Химическая
технология» НГГИ,
PhD

Maqolada flotokontsentratni bakterial oksidlanish jarayonida suyuq fazada metall ionlarini sifat va miqdoriy tahlillarining masspektroskopik tadqiqotlari natijalari keltirilgan. Flotokontsentratni bakterial oksidlanish jarayonida metallar (Na, Si, K, sa, Fe va boshqalar) va nodir metallar (oltin, kumush) ionlarining miqdor o'zgarishlari aniqlangan va ular miqdorining jarayonda o'zgarishlari asoslangan.
Tayanch iboralar: *tanlab eritish, bakterial oksidlanish, flotokontsentrat, mikroorganizmlar, ICP - mass-spektroskopiya, nodir metallar, oltin, kumush, kontsentrasiya, suyuq faza.*

В статье приводятся результаты исследования качественного и количественного анализа ионов металлов в бактериальном окислении флотоконцентрата в жидкой фазе масс-спектроскопическим методом. Определены изменения концентрации ионов металлов (Na, Si, K, Ca, Fe и др.) и ионов благородных металлов (золото, серебро) в процессе бактериального окисления флотоконцентрата и обоснованы изменения их концентрации в процессе.
Ключевые слова: *выщелачивание, бактериальное окисление, флото-концентрат, микроорганизмы, ICP-масс-спектроскопия, благородные металлы, золото, серебро, концентрация, жидкая фаза.*

Природные ресурсы - это компоненты и свойства живой и неживой природы, которые используются или могут быть использованы для удовлетворения потребностей и нужд в процессе производства и жизнедеятельности [1-3].

В настоящее время увеличение мощностей производства золотодобывающих предприятий привело к «перевооружению» технологий заводов. Окисленные, легкоусвояемые формы рудных ресурсов, содержащие золото, начали уменьшаться. Но к производству свои горизонты открыли упорные золотосодержащие минералы. Это привело к нахождению новых возможностей усвоения новых видов минералов. Технологии менялись, открылись инновационные подходы, такие как автоклавная, гидромеханическая и бактериальное вскрытие золотосодержащих руд.

Биовыщелачивание производимое традиционными горно-добывающими методами и технологиями, позволило смягчить воздействие на окружающую среду. Кроме того, метод позволяет вовлечь в обработку руды, которые экономически нецелесообразно перерабатывать другими способами. Его важность, как альтернативы, возрастает ежедневно [4-12].

Объектом исследования являются образцы проб из технологической цепочки завода ГМЗ-3: Классификатор верхнего слива; Флотоконцентрат из УПС (Узел подачи сырья); Модуль реакторов (Р 2-1; Р 2-2; Р 2-3; Р 2-4; Р 2-5; Р 2-6); ПТД-1 (противоточная декантация); ПТД-3; Питание КЕМИКС; Хвосты цианирования. Качественный и количественный анализ жидкой фазы определяли масс-спектроскопическим методом. Масс-спектрометр с индуктивно связанной плазмой с квадруполями (аналитический) в комплекте, ICP-MSiCAP-Qc. (Германия, Thermo Fisher Scientific).

Нами было исследовано растворение ионов металлов в процессе бактериального выщелачивания смеси руд “Кокпотаса” и “Даугызтау”.

В нашем случае, речь идет о включении дополнительного фактора, увеличивающего скорость растворения минералов в несколько десятков раз – это технологический процесс с кислой средой и микроорганизмами.

Действительно, микроорганизмы являются важным эволюционным процессом, катализирующим появление новых минеральных соединений и ускоряя формообразование.

Результаты исследования приведены в табл. 1. В табл. отмечены 6 химических элементов (с 1 по 6), имеющие наиболее высокое содержание (выраженное в %) в составе сульфидных минералов.

Эти химические элементы, представлены в порядке убывания - **Si, Ca, Na, K, Fe** и **P** и входят в состав всех известных типов руд – породообразующих, акцессорных и рудных минералов. К этим элементам следует добавить серу **S** и углерод **C**, которые поддаются бактериальному выщелачиванию и количество которых в составе сульфидных руд достаточно высоко, особенно после проведения обогатительных процессов. Содержание кремния в классификаторе составляет 0,37%. При бактериальном выщелачивании в реакторах BIOX содержание **Si** несколько увеличивается и варьирует в пределах от 0,388 до 0,406%.

Возможно, не перешедшие ранее в раствор формы кремния в присутствии микроорганизмов и кислой среде дополнительно выщелачились из породообразующих минералов - форстерита $Mg[SiO_4]$, фаялита $Fe_2[SiO_4]$, анортита $Ca[Al_2Si_2O_8]$, альбита $Na[AlSi_2O_8]$, кварца SiO_2 или полевого шпата $K[AlSi_3O_8]$ и серпентина - $Mg_3[Si_2O_5]\cdot(OH)_4$).

$$Fe_2O_3 + 3H_2SO_4 \rightarrow Fe_2(SO_4)_3 + 3H_2O \quad (1)$$
$$MgO + H_2SO_4 \rightarrow MgSO_4 + H_2O \quad (2)$$
$$CaO + H_2SO_4 \rightarrow CaSO_4 + H_2O \quad (3)$$
$$Al_2O_3 + 3H_2SO_4 \rightarrow Al_2(SO_4)_3 + 3H_2O \quad (4)$$

Ионы кальция, вторые по количественному содержанию в сульфидных минералах, могут входить в состав анортита $Ca[Al_2Si_2O_8]$ и содержаться в составе руды до 0,16%.

Во флотоконцентрате количество ионов кальция увеличивается до 0,22%, а в реакторах окисления его количество увеличившись максимально, варьирует от 0,288 до 0,309%, а на декантации представлен в количестве 0,267 и 0,23%.

Таблица 1

Степень растворимости химических элементов в жидкой фазе образцов сульфидов из BIOX (*мкг/л*)

№	Эле-менты	Класси-фикатор верхн. слива	Флотоконц. из УПС	P 2-1	P 2-2	P 2-3	P 2-4	P 2-5	P 2-6	ПТД-1	ПТД-3	Питание КЕМИКС	Хвосты циани-рования
1	**Si,**	0,37	0,374	0,391	0,388	0,405	0,387	0,406	0,39	0,377	0,322	0,388	0,383
2	**Ca,**	0,16	0,22	0,288	0,309	0,276	0,261	0,287	0,278	0,267	0,23	0,273	0,309
3	**Na,**	0,095	0,092	0,00077	0,0009	0,00072	0,00064	0,00068	0,00069	0,00058	0,00047	0,00905	0,00205
4	**K,**	0,061	0,057	0,048	0,052	0,048	0,048	0,047	0,048	0,046	0,044	0,053	0,104
5	**Fe,**	0,02	0,02	4,157	2,907	3,361	2,708	2,93	3,031	0,137	0,017	0,043	0,025
6	**P,**	0,019	0,02	0,026	0,023	0,024	0,023	0,024	0,026	0,019	0,017	0,019	0,043
7	Li	1397,3	1395,2	2114,7	2015,985	1994,4	1884,9	1916,6	1889,7	1577,318	1636,7	1392,3	1457,6
8	B	21610,6	20826,8	20886,407	20932,9	19750,9	20103,8	20414,4	19750,9	19161,9	15120,6	18757,0	18741,0
9	Mg	73143,8	76411,2	2176324,6	1581070,8	1603438,5	1153823,0	1258330,5	1325888,7	852911,229	101315,4	22897,0	41118,1
10	Al	13973,2	14607,4	667836,117	464988,3	499914,3	422169,9	455616,9	454626,3	20165,2	11989,1	16939,7	24699,5
11	Ti	2083,1	3796,8	13194,2	10843,8	11075,4	9940,6	11880,8	10858,9	6131,4	4475,4	5752,2	6329,4
12	V	22145,3	22682,5	24853,8	23909,7	23971,2	23601,6	24187,2	24134,6	22749,6	15548,9	24385,6	24096,1
13	Cr*	4262,2	4462,4	9232,5	7877,3	7567,6	7160,04	7544,8	7629,9	4485,6	3356,9	4419,8	4819,9
14	Mn	1518,3	1798,9	145260,2	111313,1	114750,2	80241,7	85124,4	88626,0	15977,5	1859,9	1866,4	2151,52
15	Co	187,9	187,3	37586,3	28440,5	28218,3	20505,2	21799,6	22064,1	1166,1	178,4	1292,8	323,4
16	Ni	3029,8	3001,2	107908,2	82002,8	80408,2	60343,3	64021,01	65862,6	5757,2	2143,0	8097,5	3322,3
17	Cu	33280,7	654,	63784,2	54146,7	48846,8	50444,5	103098,2	41436,6	2983,8	754,7	28058,9	4267,7
18	Zn	28405,6	12915,8	108678,6	85743,9	82148,7	64173,82	99189,3	79327,13	14235,2	9142,2	13875,02	18809,7
19	As	6403,7	7060,5	7072682,5	4812506,2	5227309,1	3844466,4	4156039,3	4263106,4	11568,6	132485,8	11192,3	7310,7
20	Se	26380,4	26588,51	29787,8	29605,8	29033,4	28942,45	30139,06	29605,7	27902	25249,4	30152,05	28526,3
21	Ag	93,47	83,11	93,47	86,48	85,52	75,16	72,27	69,13	73,71	102,38	811,69	1294,05
22	Au	79,163	71,245	60,501	56,637	52,019	45,045	36,846	35,244	35,904	46,647	70,397	137,321
23	Sc	5469,9	5675,57	6527,27	6282,82	6294,19	6120,55	6232,39	6245,92	5608,67	4550,98	5590,94	5467,78
24	*Y	29,65	29,9	995,30	678,74	763,74	577,004	629,8	665,081	29,77	34,367	43,17	37,468
25	Sn	52847,7	52478,9	52756,7	54645,82	51304,7	51515,15	50378,1	51919,5	51881,2	34048,6	53796,95	51456,5

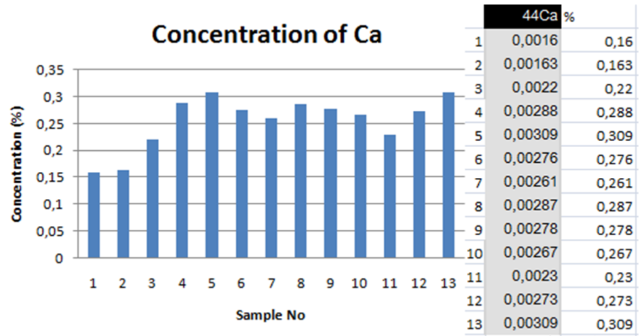


Рис. 1. Поведение ионов кальция на разных стадиях выщелачивания

Существенное увеличение количества катионов кальция в реакторах выщелачивания можно объяснить лишь добавлением в пульпу измельченной $CaCO_3$, для поддержания pH среды на оптимальном уровне (рис. 1).

В количественном выражении содержания натрия 0,095%, выше, чем у калия - 0,061. Калий чаще всего встречается в составе ортоклаза - $K_2[AlSi_3O_8]$ и каолинита K_2CO_3. Во флотоконцентрате их количество существенно не меняется. В реакторах окисления количество натрия уменьшается до 0,00077 и 0,00064%, т.е. почти исчезает из раствора. По-видимому, в кислой среде натрий, образовав новые соединения и соли, выпал в осадок. Содержание калия в реакторах окисления находится в более или менее равномерном состоянии.

Калий, входя в состав питательных смесей в виде сульфата калия, также был добавлен в реактор окисления и возможно этот калий выявляется из диаграммы в жидкой фазе.

Ионы калия из состава ортоклаза и каолинита, растворившись в реакторах окисления, возможно, также служат источником питания тионовых микроорганизмов и поэтому, несмотря на дополнительное внесение сульфата калия в состав питательной смеси могут усваиваться бактериями (рис. 2).

Интересным моментом из рис.2 выявлено увеличение содержания натрия в хвостах цианирования и хвостах огарка. Также существенно увеличивается количество калия в них.

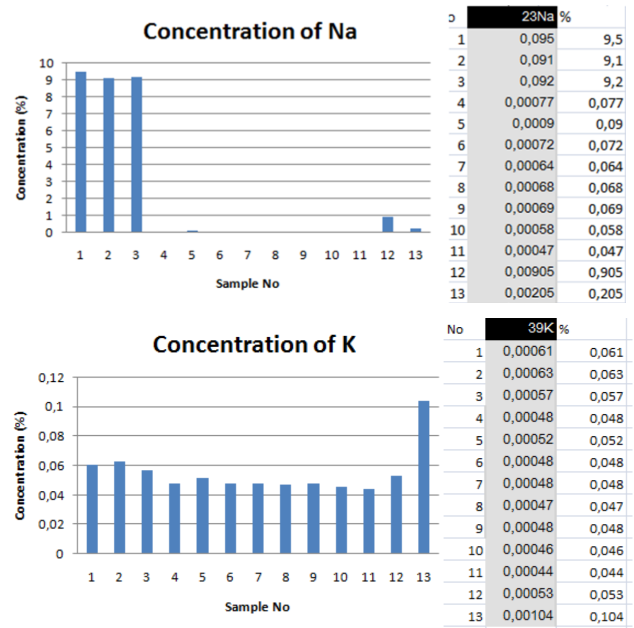
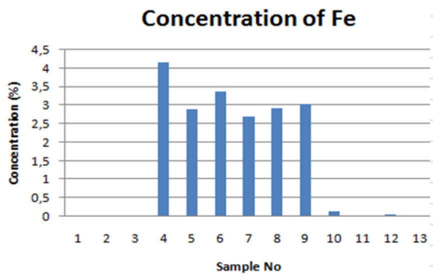


Рис. 2. Поведение ионов натрия и калия в процессе выщелачивания

Возможно, цианиды привели к растворению уже вторично появившихся и находящихся в осадке солей натрия и калия.

Ионы железа находятся в основном в составе рудных минералов – пирита - FeS_2 и арсенопирита - AsFeS, а также в составе фаялита - $Fe_2[SiO_4]$ (рис. 3). Химический состав пирита: Fe - 46,6%, S -53,4%. Нередко содержит в очень небольших количествах примеси: Co (кобальтистый пирит), Ni, As, Sb, иногда Cu, Au, Ag и др.

Атомы железа в составе сульфидных минералов находятся в двухвалентной форме. При бактериальном выщелачивании в реакторах окисления в сернокислой среде они переходят в раствор в виде сульфатов двух- и трехвалентного железа (рис.3). В процессе бактериального выщелачивания двухвалентное железо, образуя гидроокиси, также может выпадать в осадок.



No	57Fe	%
1	0,0002	0,02
2	0,0002	0,02
3	0,0002	0,02
4	0,04157	4,157
5	0,02907	2,907
6	0,03361	3,361
7	0,02708	2,708
8	0,0293	2,93
9	0,03031	3,031
10	0,00137	0,137
11	0,00017	0,017
12	0,00043	0,043
13	0,00025	0,025

Рис.3. Поведение ионов железа в процессе выщелачивания

Сульфидная сера пирита окисляется до сульфатной, а закисное железо до окисного и образуются два продукта: сернокислое окисное железо и серная кислота. Ведущая роль в осуществлении рассмотренных превращений принадлежит тионовым бактериям T.ferrooxidans, окисляющим сульфиды и закисное железо, T.thiooxidans, окисляющим элементарную серу.

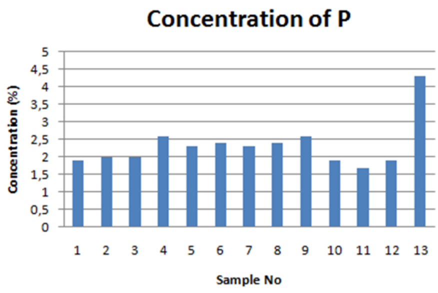
В отсутствие тионовых бактерий окислителями минералов в принципе могут служить растворенный в воде кислород и сернокислое окисное железо. Однако при нормальном давлении и низких температурах окисление сульфидов кислородом протекает с весьма низкими скоростями, а сернокислое окисное железо в кислой среде без железоокисляющих бактерий практически не образуется (железо остается в закисной форме).

Таким образом, на примере пирита видна двоякая роль тионовых бактерий в выщелачивании цветных металлов: прямое участие в окислении сульфидов и косвенное - за счет образования реагентов выщелачивания (сернокислого окисного железа и серной кислоты).

Бактерии T. ferrooxidans ускоряют окисление Fe^{2+} и сульфидных минералов в несколько раз, в десятки, а иногда даже в сотни и тысячи раз по сравнению с чисто химическим окислением в тех же условиях: арсенопирит может окисляться в 4-8 раз быстрее, халькопирит - в 6-12 раз, ковеллин и борнит – 18 раз, пирит - в 1000 раз, закисное железо в кислой среде - в 200 000 раз (по сравнению с окислением кислородом воздуха). Элементарная сера окисляется при участии бактерий до серной кислоты. Реакцию окисления пирита кислородом иногда записывают в виде двух последовательных стадий: сначала окисление сульфидной серы с образованием сульфата закисного железа, а затем уже бактериальное окисление закисного железа до окисного. Золото, серебро также часто сопутствуют сульфидным минералам - они встречаются в виде тонких вкраплений в таких минералах, как пирит, арсенопирит, стибнит. После предварительного разрушения тионовыми бактериями кристаллической решетки сульфидных минералов вскрытые драгоценные металлы могут быть извлечены каким-либо подходящим растворителем.

Количественный анализ присутствия ионов железа показал варьирование его в жидкой фазе в процентном отношении в большом количестве, особенно в реакторах окисления – от 0,02 до 0,04% (рис.3).

Остатки гидроокиси железа на стадии сорбционного цианирования в количестве от 7 до 9 *г/л.*, участвуя в реакциях с цианатом натрия связывают некоторое количество его и образуя ферроцианид, уменьшает активность цианида.



	31P	%
1	0,019	1,9
2	0,02	2
3	0,02	2
4	0,026	2,6
5	0,023	2,3
6	0,024	2,4
7	0,023	2,3
8	0,024	2,4
9	0,026	2,6
10	0,019	1,9
11	0,017	1,7
12	0,019	1,9
13	0,043	4,3

Рис.4. Поведение ионов фосфора в процессах выщелачивания

После распада пирита и арсенопирита, высвободившиеся примеси Ni, As, Sb, иногда Cu, Au, Ag и др., за исключением благородных металлов, также окисляются и переходят в раствор. Из рис.3 видно, что ионы трехвалентного железа присутствуют в количестве от 3,361 до 4,157%, в основном, в реакторах окисления. На противоточной декантации после отмывки их количество уменьшается до 0,137 и 0,017%. Уравнение реакций окисления железа приведены ниже:

$4FeS_2+15O_2+2H_2O \quad 2Fe_2(SO_4)_3+2H_2SO_4$ (5)

$FeS_2+Fe_2(SO_4)_3 \; 3FeSO_4+2S^0$ (6)

$4FeSO_4 + O_2+2H_2SO_4 2Fe_2(SO_4)_3+2H_2O$ (7)

$2S+3O_2+2H_2O \quad 2H_2SO_4$ (8)

Ниже приводятся реакции окисления некоторых сульфидов:

Халькопирита

$2CuFeS_2+8,5O_2+H_2SO_4 \rightarrow 2CuSO_4+Fe_2(SO_4)_3+H_2O$ (9)

$CuFeS_2+2Fe_2(SO_4)_3 \rightarrow CuSO_4+5FeSO_4+2S^0$ (10)

Халькозина и ковеллина

$Cu_2S+0,5O_2+H_2SO_4 \rightarrow CuS+CuSO_4+H_2O$ (11)

$CuS+2O_2 \rightarrow CuSO_4$ (12)

или

$Cu_2S+0,5O_2+H_2SO_4 \rightarrow S^0+CuSO_4+H_2O$ (13)

$CuS+Fe_2(SO_4)_3 \rightarrow CuSO_4+2FeSO_4+S^0$ (14)

Сфалерита

$ZnS+2O_2 \rightarrow ZnSO_4$ (15)

$ZnS+Fe(SO_4)_3 \rightarrow ZnSO_4+2FeSO_4+S^0$ (16)

При этом, согласно данным Л.К. Яхонтовой, бактериальное окисление халькопирита может идти с образованием комплексов $[CuHSO_4]^+$ и $[Fe(H_2O)_6]^{3+}$ при стабильном режиме кислотности. Так, окисное железо может быть обнаружено в виде ионов Fe^{3+}, $[Fe(OH)]^{2+}$, $[Fe_2(OH)_2]^{4+}$, $[Fe(SO_4)_2]^-$ и т.д. Гидролиз сульфата окиси железа при *pH* выше 2,8 протекает с образованием гидроокислов, а при более низком *pH* с образованием ярозита:

$Fe_2(SO_4)_3+6H_2O \leftrightarrow 2Fe(OH)_3\downarrow+3H_2SO_4$ (17)

$3Fe_2(SO_4)_3+12H_2O \leftrightarrow 2HFe_3(SO_4)_2(OH)_6\downarrow+5H_2SO_4$ (18)

В молекуле ярозита вместо иона H^+ могут быть другие катионы NH_4^+, Na^+, K^+ в зависимости от состава растворов.

Биохимические схемы бактериального окисления сульфидных минералов, особенно трехкомпонентных (Fe,As, S и др.) еще значительно сложнее, поскольку в этом случае одновременно происходят биохимические процессы с участием разных ферментных систем (железо- и сероокисляющих), а также одновременно происходят и чисто химические процессы.

Из химических элементов, растворяющихся и в большом количестве, выделяющихся в жидкую фазу в виде ионов присутствует также фосфор. На рис.4 видно, что в составе руды и флотоконцентрата содержание фосфора составляет 1,9-2,0%. Повышение содержания фосфора в реакторах окисления связано с добавлением его в виде питательной смеси в составе аммофоса.

Из рис. 5 видно варьирование количества ионов фосфора в жидкой фазе в пределах от 2,3 до 2,6%. Также в диаграмме (рис.5) интересным моментом является увеличение содержания фосфора в хвостах огарка до 4,3%. Возможно, за счет обжига произошло сжигание карбонатов, органического углерода и серы, поэтому после уплотнения огарка, процентное содержание фосфора увеличилось.

$2(NH_4)_3PO_4 + 3Ca(OH)_2 \rightarrow 6H_2O + 6NH_3\uparrow + Ca_3(PO_4)_2\downarrow$ (19)

$(NH_4)_3PO_4 + 3KOH \rightarrow 3H_2O + 3NH_3\uparrow + K_3PO_4$ (20)

$4NH_3 + 3O_2 \rightarrow 2N_2 + 6H_2O$ (21)

$4NH_3 + 5O_2 \rightarrow 4NO\uparrow + 6H_2O$ (22)

Остальные элементы – Li, B, Mg, Al, Ti, V, Cr, Mn, Co, Ni, Cu, Zn, As, Se, Ru, Sn, максимально выделяющиеся в растворенном виде, входят в виде вкраплений в состав всех пирита, арсенопирита, сфалерита и других типов сульфидных минералов. Большинство этих металлов, за исключением Li, Mg, Al, Zn, являются элементами с переменной валентностью (табл.1). Все они находятся в составе руды и флотоконцентрата и выделяются в раствор в том или ином количестве.

Однако, под воздействием микроорганизмов в сернокислой среде они растворяются именно в реакторах окисления. Эти металлы обычно не встречаются в виде собственных сульфидных минералов. Но они входят в кристаллические решетки других сульфидов, изоморфно замещая такие элементы, как медь, цинк, свинец и другие; индий, галлий, кадмий встречаются в сфалерите; таллий - в геокроните; кобальт - в пирите, пирротине, арсенопирите; рений - в молибдените, пирите, халькопирите, галените; селен и теллур - в пирите, халькопирите, сфалерите, галените. При окислении сульфидных минералов кристаллическая решетка их разрушается и при наличии благоприятных условий - достаточной миграционной способности элемента и отсутствии его осадителей, последние выносятся из руды и переходят в раствор. Многие металлы в условиях развития тионовых бактерий обладают повышенной миграционной способностью, особенно в виде водорастворимых сульфатов.

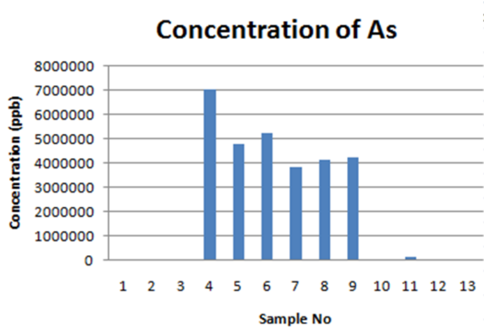
Наиболее интересным представляется демонстрация поведения мышьяка в жидкой фазе (рис.5).

Мышьяк в основном сосредоточен в составе арсенопирита – FeAsS.

$$2As + 3H_2SO_{4(\text{конц. гор.})} \rightarrow As_2O_3\downarrow + 3SO_2 + 3H_2O \quad (23)$$

$$Fe + H_2SO_{4\ (\text{разб.})} \rightarrow FeSO_4 + H_2\uparrow \quad (24)$$

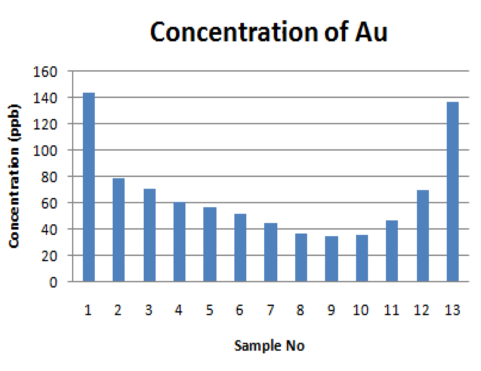
Если в составе рудного материала содержание мышьяка было минимальным и составляло 6403,7 *мкг/л*, в составе флотоконцентрата его содержание существенно не менялось и составляло – 6376,083 *мкг/л*.



	75As	
1	6403,71	ppb
2	6376,083	ppb
3	7060,557	ppb
4	7072682,52	ppb
5	4812506,21	ppb
6	5227309,06	ppb
7	3844466,46	ppb
8	4156039,32	ppb
9	4263106,39	ppb
10	11568,651	ppb
11	132485,844	ppb
12	11192,318	ppb
13	7310,739	ppb

Рис. 5. Поведение мышьяка в процессах окисления

Однако в реакторах окисления под действием микроорганизмов и сернокислой среды мышьяк из арсенопирита в максимальном количестве растворяется и выделяется в жидкую фазу. Его количество в реакторах первичного окисления намного выше и составляет от 7072682,52 до 5227309,06 *мкг/л*, чем в реакторах вторичного окисления (3844466,46 - 4263106,39 *мкг/л*). Данный факт показывает, что основная масса мышьяка окисляется в самом начале, далее, в реакторах вторичного окисления наблюдается его доокисление.



No	197Au	
1	144,485	ppb
2	79,163	ppb
3	71,245	ppb
4	60,501	ppb
5	56,637	ppb
6	52,019	ppb
7	45,045	ppb
8	36,846	ppb
9	35,244	ppb
10	35,904	ppb
11	46,647	ppb
12	70,397	ppb
13	137,321	ppb

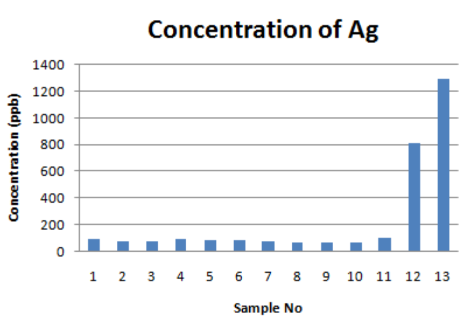
Рис. 6. Поведение ионов золота на разных стадиях выщелачивания

После отмывки, в питании КЕМИКС, перед сорбционным цианированием содержание мышьяка также возрастает в жидкой фазе и составляет 132485,844 *мкг/л*. Это объясняется тем, что микроорганизмы все таки закреплены в недоокисленном арсенопирите и продолжают выщелачивание мышьяка в последующих стадиях процесса.

Возможно воздействие и цианида натрия. Наличие мышьяка в хвостах цианирования 11192,3 *мкг/л* и хвостах огарка 7310,7 *мкг/л*, демонстрирует наличие недоокисленного мышьяка.

Результаты исследования показали (рис.6) наличие в жидкой фазе ионов золота, что в самом начале, на стадии измельчения в раствор выделяется коллоидное золото в количестве 141 *мкг/л*. При флотации часть этого золота пропадает, в растворе остается всего лишь около 80 *мкг/л*. По-видимому, ионы золота депрессированные некоторыми видами флотореагентов перешли в хвосты флотации. В дальнейшем в реакторах окисления происходит уменьшение количества ионного золота в количестве от 60 до 45 *мкг/л*. Остальное коллоидное золото вымывается из ПТД-1, переходя на стадию нейтрализации.

Поведение другого благородного металла – ионного серебра более понятно, так как на всех стадиях выщелачивания выделяется более равномерное его количество в виде ионов в раствор в количестве около 80-90 *мкг/л* в виде коллоидов и лишь на последних стадиях сорбционного цианирования, при добавлении в пульпу цианистого натрия, растворяется и выделяется в хвостах цианирования в количестве 811 *мкг/л*. По-видимому, растворенные ионы серебра в дальнейшем полностью не сорбируются на активированном угле после обжига и выпадают в хвосты огарка в количестве 1294 *мкг/л* (рис.7).



No	107Ag	
1	93,472	ppb
2	78,294	ppb
3	83,112	ppb
4	93,472	ppb
5	86,485	ppb
6	85,521	ppb
7	75,162	ppb
8	72,271	ppb
9	69,139	ppb
10	73,717	ppb
11	102,386	ppb
12	811,699	ppb
13	1294,057	ppb

Рис. 7. Поведение ионов серебра на разных стадиях окисления

Результаты взаимодействия серебра с микроорганизмами в сернокислой среде можно выразить в виде следующих уравнений реакций:

$$2Ag + 2H_2SO_4 + \text{бактерии} \rightarrow Ag_2SO_4\downarrow + SO_2\uparrow + 2H_2O \quad (25)$$

Хлорид-ионы в сернокислой среде способны растворять серебро и могут образовать хлорид серебра в виде комплексного соединения $2H[AgCl_2]$ в растворе, что видно по следующему уравнению:

$$2Ag + 4HCl \rightarrow 2H[AgCl_2] + H_2\uparrow \quad (26)$$

При сорбционном цианировании, максимальное количество серебра переходит в раствор, однако как это видно из диаграммы (рис.8), часть ионов серебра все таки не сорбируясь на активированном угле, остается в хвостах выщелачивания огарка.

$$2Ag + 4NaCN\ (\text{конц.}) + H_2O_2 \rightarrow 2Na[Ag(CN)_2] + 2KOH \quad (27)$$

$$Ag + 8NaCN + 2H_2O + O_2 \rightarrow 4Na[Ag(CN)_2] + 4KOH \quad (28)$$

Таким образом, как видно из вышеизложенного, микробиологическое выщелачивание элементов происходит при участии микроорганизмов в химических превращениях окислительно-восстановительного характера. Также обоснованы изменения концентрации ионов металлов (Na, Si, K, Ca, Fe и др.) и ионов благородных металлов (золото, серебро) в процессе бактериального окисления флотоконцентрата.

Библиографический список:

1. Электронный ресурс: http://fgp.msu.ru/wp-content/uploads/2018/09/ istoshchenie -prirodnyh-resursov.pdf
2. Электронный ресурс: https://www.vseznaika.org/priroda/chto-takoe-mineralnye-resursy-i-v-chyom-prichina-ix-istoshheniya/
3. К.С.Санакулов, У.А. Эргашев Теория и практика освоения переработки золотосодержащих упорных руд Кызылкумов. Ташкент, 2014, ГП «НИИМР», -296 с
4. Электронный ресурс: https://zolotodb.ru/article/11188
5. В.А. Бочаров, В.А. Игнаткина, Д.В. Абрютин Технология переработки золотосодержащего сырья. М.: Изд. Дом МИСиС, 2011. — 328 с.
6. Н.А. Зубарева Биовыщелачивание, как один из методов экономического стимулирования извлечения золота из упорных руд. Симпозиум «Неделя горняка-2007», семинар №9, С 147-151.
7.Бочаров В.А., Абрютин Д.В. Технология золотосодержащих руд. М.: Изд. дом МИСиС, 2011. 412 с.
8.Гурман М.А., Повышение эффективности переработки упорных золотосодержащих руд на основе комбинирования методов обогащения. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук, Чита-2013. 37 с.
9.Захаров Б. А., Меретуков М. А. Золото: упорные руды. М.: ИД "Руда и Металлы", 2013. 452 с.
10.Меретуков М.А., Орлов А.М. Металлургия благородных металлов (зарубежный опыт). М.: Металлургия, 1991. 416с.
11.Лодейщиков В.В., Панченко А.Ф. Биогидрометаллургическая переработка упорных золотосодержащих руд // Цветные металлы. 1993. №4. С 4-7.
12.В.П. Мязин, Л.В. Шумилова, Г.Г. Минеев, В.В. Баранов Переработка упорных сульфидных концентратов, содержащих благородные металлы, на основе бактериального окисления. Известия вузов. Прикладная химия и биотехнология. Том 7 №4 2017, С 67-78.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 24-28

STUDY OF THE CHANGE IN THE CONCENTRATION OF METAL IONS IN BACTERIAL OXIDATION OF FLOTO CONCENTRATE IN THE LIQUID PHASE

[1]***Sanakulov K.,*** *General Director, Professor, Doctor of Technical Sciences, info@ngmk.uz*
[2]***Muhiddinov B.F.,*** *Professor of the Department of Chemical Technology, Doctor of Chemical Sciences*
[2]***Sharipov S.Sh.,*** *Doctoral student of the Department of Chemical Technology,*
[2]***Umrzakov A.T.,*** *Associate Professor of the Department of Chemical Technology, PhD doctor*

[1]*Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Navoi, Uzbekistan*
[2]*Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan*

Abstract:
The article presents the results of a study of the qualitative and quantitative analysis of metal ions in the bacterial oxidation of flotation concentrate in the liquid phase by mass spectroscopy. Changes in the concentration of metal ions (Na, Si, K, Ca, Fe, etc.) and ions of noble metals (gold, silver) in the process of bacterial oxidation of flotation concentrate were determined and changes in their concentration in the process were substantiated.
Keywords: *leaching, bacterial oxidation, flotation concentrate, microorganisms, ICP-mass spectroscopy, noble metals, gold, silver, concentration, liquid phase.*

References
1. E-resource: http://fgp.msu.ru/wp-content/uploads/2018/09/istoshchenie-prirodnyh-resursov.pdf
2. E-resource: https://www.vseznaika.org/priroda/chto-takoe-mineralnye-resursy-i-v-chyom-prichina-ix-istoshheniya/
3. K.S. Sanakulov, U.A. Ergashev Theory and practice of development of processing of gold-bearing refractory ores of Kyzylkum. Tashkent, 2014, SE "NIIMR", -296 p.
4. E-resource: https://zolotodb.ru/article/11188
5.V.A. Bocharov, V.A. Ignatkina, D.V. Abryutin Technology of processing of gold-bearing raw materials. Moscow: Ed. House MISiS, 2011. - 328 p.
6. N.A. Zubareva. Bioleaching as one of the methods of economic incentives for the extraction of gold from refractory ores. Symposium "Miner's Week 2007", seminar No. 9, pp 147-151.
7. Bocharov V.A., Abryutin D.V. Gold-bearing ore technology. Moscow: Ed. house MISIS, 2011.412 p.
8. Gurman M.A., Increasing the efficiency of processing refractory gold-bearing ores based on a combination of beneficiation methods. Dissertation for the degree of candidate of technical sciences, Chita-2013. 37 p.
9. Zakharov B. A., Meretukov M. A. Gold: refractory ores. M.: Publishing House "Ore and Metals", 2013.452 p.
10.Meretukov M.A., Orlov A.M. Metallurgy of precious metals (foreign experience). Moscow: Metallurgy, 1991.416 p.
11. Lodeyshchikov V.V., Panchenko A.F. Biohydrometallurgical processing of refractory gold-bearing ores // Non-ferrous metals. 1993. No. 4. pp 4-7.
12.V.P. Myazin, L.V. Shumilova, G.G. Mineev, V.V. Baranov Processing refractory sulfide concentrates containing precious metals based on bacterial oxidation. Proceedings of universities. Applied chemistry and biotechnology. Volume 7 No. 4 2017, pp. 67-78.

УДК 622.755

ИННОВАЦИОННАЯ ЧАША ЦЕНТРОБЕЖНОГО КОНЦЕНТРАТОРА ОТ КОМПАНИИ SEPRO MINERAL SYSTEMS



Ван Клик М.,
президент
SEPRO MINERAL SISTEMS

Парий А.,
вице президент
INTERTECH
PROCESS TECHNOLOGY

Гродовски М.,
президент
INTERTECH
PROCESS TECHNOLOGY

Zamonaviy markazdan qochma kontsentratorlar soddaligi, iqtisodiyoti va samaradorligi tufayli qimmatbaho metallarni qazib olish texnologiyalarining ko‘pchiligi uchun standart uskunaga aylandi. Biroq, boshqa har qanday texnologiya kabi, har doim yaxshilash uchun joy bor. Mineral xomashyoni boyitish uchun Kanadadagi eng yirik uskunalar yetkazib beruvchi Sepro Mineral tizimlari yaqinda barcha Falkon gravitatsiyaviy markazlariga o‘rnatiladigan yangi Frontier santrifuj uyadan (patent e‘lon qilingan) ishlab chiqdi va bundan tashqari, Knelson kontsentratsiyasining aksariyat modellari uchun almashtiriladigan qism bo‘lib xizmat qiladi.
Tayanch iboralar: *santrifuj uyadan, markazdan qochma uyadan kosa, gravitatsion boyitish, ezgu metallar boyitish, pulpa dinamik profili.*

Современные центробежные концентраторы стали стандартным оборудованием для большинства технологий извлечения благородных металлов в силу своей простоты, экономичности и эффективности. Однако, как и в любой другой технологии, здесь всегда найдется пространство для усовершенствований. Компания Sepro Mineral Systems, крупнейший в Канаде поставщик оборудования для обогащения минерального сырья, разработала новую чашу Frontier центробежного концентратора (патент заявлен), которая вскоре будет устанавливаться на все гравитационные концентраторы Falcon, и, кроме того, сможет служить сменной частью для большинства моделей концентраторов Knelson.
Ключевые слова*: центробежный концентратор, чаша центробежного концентратора, гравитационное обогащение, обогащение благородных металлов, динамический профиль пульпы.*

Современные гравитационные концентраторы центробежного типа для золота включают вертикальную вращающуюся чашу с рифлями, в которые подаётся разрыхляющая вода. Высокие значения g, возникающие при вращении чаши, позволяют разделять тяжёлые и лёгкие частицы. Наличие разрыхляющей воды в межрифельном пространстве позволяет более тяжёлым частицам вытеснять более лёгкие и образовывать золотой концентрат высокой степени обогащения.

Есть несколько преимуществ в использовании гравитационных концентраторов перед последующими стадиями извлечения золота. Во -первых, золото удаляется из цепи измельчения до того, как золотины будут расплющены и переизмельчены, уменьшая, таким образом, вероятность «размазывания» золота по мельничным шарами или футеровке.

Рис. 1. Современный центробежный концентратор, установленный в цикле измельчения

Во-вторых, товарный золотой концентрат можно получить обычно менее, чем за час, в противоположность процессу цианидного выщелачивания, где золотосодержащий материал может быть задействован в цикле несколько суток. Это означает меньшее количество золота в длительном цикле и более быструю окупаемость. В-третьих, удаление из цикла свободных золотых частиц и самородков означает, что дальнейшие технологические стадии получают пульпу с содержанием золота меньшего и более выдержанного размерного класса. Удаление свободного золота означает более стабильное прохождение как цианидного выщелачивания, так и флотации, а также меньший расход реагентов. Циклы цианирования или флотации могут проходить значительно более эффективно, когда центробежные гравитационные концентраторы установлены в цикле измельчения.

Развитие центробежных концентраторов с разрыхляющей водой имеет богатую историю, которая началась в Австралии в 1930-х годах, однако такое оборудование не было популярным, пока не были разработаны концентраторы Knelson и Falcon в 1980-х. Концентратор Knelson имеет стену чаши, наклонённую под постоянным углом и рифли с разрыхляющей водой по всей высоте стенки – конструкция, которая в принципе не менялась с самого начала разработки. Чаша концентратора Falcon начинается снизу почти вертикальными гладкими стенами, которые специально были предназначены для извлечения тонкого золота.

Концентратор Falcon SB впоследствии эволюционировал в конструкцию, содержащую наклонную, гладкостенную зону стратификации, продолженную вертикальной зоной извлечения с рифлями и разрыхляющей водой. Эта разница в геометрии чаши привела к значительно отличающимся механизмам концентрирования в этих двух типах концентраторов.

Когда минеральная пульпа подвергается гравитационному воздействию в центрифуге, она образует угол естественного откоса, величина которого зависит от плотности пульпы (отношения твёрдого к жидкому) и размерного распределения частиц в её составе. Мы называем это «динамическим профилем пульпы».

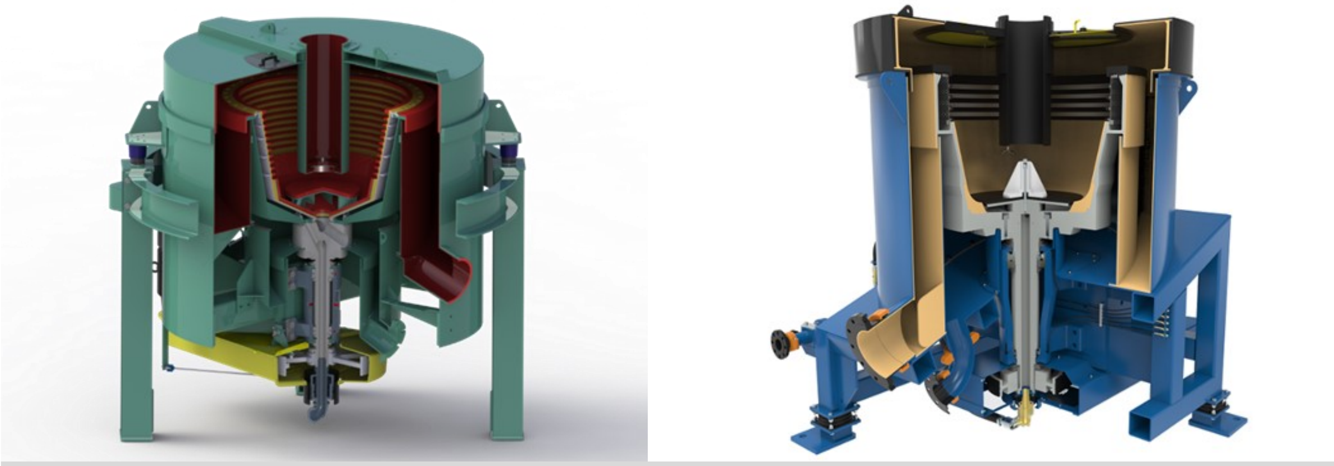


Рис. 2. Концентратор Knelson (слева) и концентратор Falcon (справа)

Рис. 3. Концентратор Falcon SB в работе

Такой угол динамического профиля пульпы обычно составляет 5-10º от вертикали. Более грубые частицы и пульпа с более высокой плотностью будут образовывать больший угол, тогда как тонкие частицы и пульпа с меньшей плотностью будут образовывать меньший угол. Ключевая разница между этими двумя типами концентраторов в том, что угол чаши у концентратора Knelson лишь слегка меньше угла динамического профиля пульпы, тогда как угол чаши у концентратора Falcon более крутой.

Общий угол чаши концентратора Knelson составляет примерно 13º от вертикали. Поскольку эта величина лишь чуть меньше динамического профиля пульпы, пульпа может свободно выходить из чаши, не образуя динамического профиля.

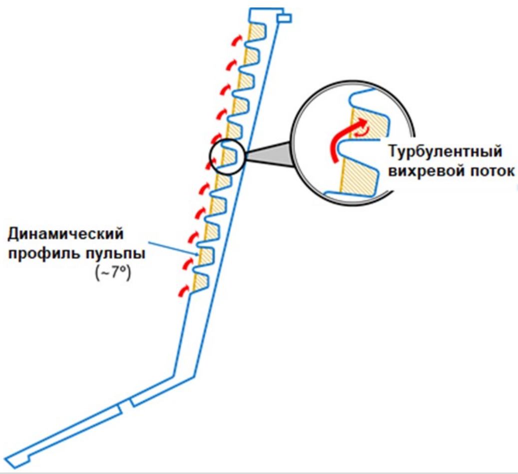


Рис. 4. Профиль пульпы в концентраторе Knelson

Подобно рифлям в шлюзах, рифли у Knelson создают мелкие вихревые потоки, как только пульпа проходит через каждую рифлю. Эти вихревые потоки перемешивают отложившийся материал и помогают удерживать более тяжёлые частицы. Наличие многих рифлей даёт частицам много возможностей быть удержанными, пока пульпа проходит вверх по стене чаши.

Концентратор Falcon имеет двузонную чашу, где каждая зона имеет свой угол наклона. Нижняя секция чаши имеет гладкую, неожижаемую поверхность стенки с углом 14º от вертикали. Верхняя секция чаши является вертикальной и несёт на себе ожижаемые рифли.

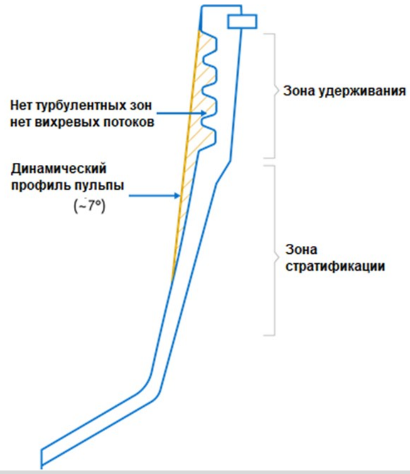


Рис. 5. Профиль пульпы в концентраторе Falcon

Нижняя секция чаши позволяет частицам спокойно распределяться по плотности, пока они двигаются вдоль гладкой стенки. Более тяжёлые частицы выдавливаются от центра вращения, создавая, таким образом, зону наиболее богатых золотом частиц ближе к стенке чаши. Эти частицы затем удерживаются ожижаемыми рифлями в верхней секции чаши. Поскольку верхняя секция вертикальна, рифли находятся за динамическим профилем пульпы и не создают турбулентных вихревых потоков.

Эти два разных механизма извлечения золотых частиц вызывают споры и обсуждения среди специалистов-обогатителей в отношении различий по извлекаемости золота концентраторами Knelson и Falcon. Были отдельные сообщения, что Knelson извлекает более грубые частицы золота, а Falcon – более тонкие. Однако, сообщений ни об одном тщательно проведённом, контролируемом эксперименте, проведённом в промышленных масштабах, для определения относительной эффективности этих двух типов концентраторов, опубликовано не было.

Специалисты Sepro решили исследовать извлечение золота каждым типом чаши с помощью тестирования чаш с геометрией Knelson и Falcon на общей механической платформе Falcon SB400, на исследовательской площадке Sepro, расположенной близ Ванкувера, Канада. Для тестирования Sepro использовала образцы руд с двух действующих

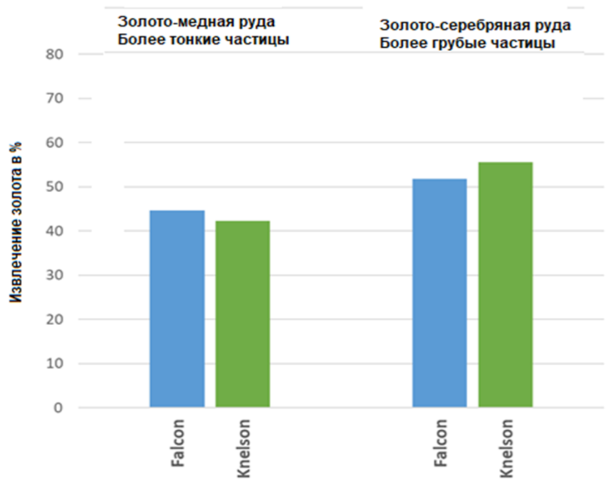


Рис. 6. Результаты Falcon и Knelson по извлечению золота

месторождений - первый образец представлял собой медно-золотую руду с содержанием 1,1 *г/т* золота и самыми крупными золотинами менее 75 *мкм*. Второй образец представлял собой золото-серебряную руду с содержанием примерно 35 *г/т* золота и тщательной сортировкой золотых частиц по размерам. Также были оттестированы диапазоны скорости подачи питания и плотности пульпы, а для убедительности тесты были выполнены дважды.

График ниже показывает, что чаша Falcon даёт чуть более высокое извлечение на бедной тонко-молотой золото-медной руде, а чаша Knelson показывает немного лучший результат на богатой хорошо отсортированной золото-серебряной руде. Поразмерный анализ извлекаемости золота для обоих образцов показал, что чаша Falcon даёт извлечение немного выше для тонких частиц, тогда как чаша Knelson даёт слегка лучшее извлечение для грубых частиц. Однако, все эти выявленные различия находятся в пределах диапазона погрешности эксперимента, так что нет оснований для окончательного заключения о преимуществах того или иного профиля при любом данном размерном классе частиц.

Кроме того, специалисты Sepro решили провести тест с использованием инновационной, не применяемой ранее, геометрии чаши с квази-параболическим профилем рифлей, названной “Frontier”. Концепция, на основе которой возник параболический профиль рифлей, подразумевала создание чаши, которая имела бы рифли по обе стороны динамического профиля пульпы. Мы также хотели, чтобы был и гладкий участок для прохождения пульпы вверх по стене чаши. В случае идеальной конструкции нижние рифли начинаются с относительного угла наклона 30°, который постепенно уменьшается до практически вертикального размещения верхних рифлей. Специалисты Sepro хотели, чтобы рифли располагались по обе стороны динамического профиля пульпы, так, чтобы механизмы концентрирования обоих типов - и Knelson, и Falcon – могли быть использованы.

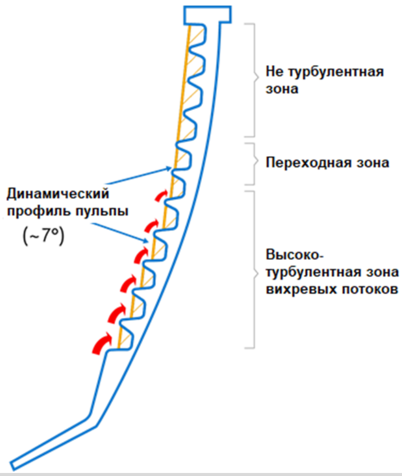


Рис. 7. Профиль пульпы в чаше Sepro Frontier

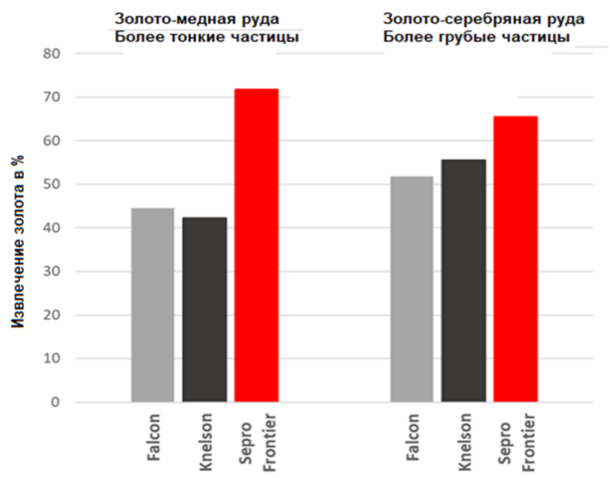


Рис. 8. Результаты по извлечению золота чашей «Frontier»

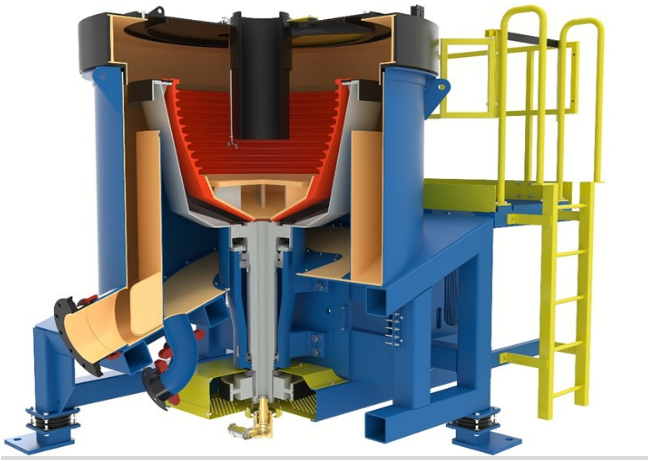


Рис. 9 Концентратор Falcon SB с чашей «Frontier»

Нижние рифли стоят на пути потока пульпы, который создаёт зону концентрирования по типу турбулентных вихревых потоков. Верхние рифли не стоят непосредственно на пути потока пульпы и это создаёт относительно спокойную зону разделения частиц и извлечения. Между ними есть переходная зона, где угол стены чаши равен углу динамического профиля пульпы.

Профиль чаши «Frontier» обеспечивает значительно более высокое извлечение, чем профили чаш Knelson и Falcon. Новый профиль даёт почти на 20% (отн.) выше извлечение на богатой руде с более грубыми частицами золота (65% против 55%) и почти на 50% (отн.) более высокое извлечение на бедной руде с более тонкими частицами (65% против 45%). Поразмерный анализ извлечения золота обнаружил улучшение извлечения по всему диапазону размеров золотых частиц с резким и уверенным улучшением извлечения в диапазоне частиц менее 100 *мкм*. Такое улучшение извлечения было достигнуто при всех условиях тестирования. Из всего этого мы можем сделать вывод, что объединение обоих механизмов концентрирования (вместе с переходной зоной) резко улучшает общее извлечение золота по всему диапазону типов руд, содержания золота и размеров частиц. Есть много причин почему центробежные концентраторы стали промышленным стандартом: имея всего лишь несколько движущихся частей они имеют низкую стоимость эксплуатации; они расходуют относительно мало энергии и требуют воду только для эффективного извлечения частиц; они нечувствительны к существенным изменениям качества питания и могут применяться в широком диапазоне размеров частиц, обычно от 0 до 2 *мм*.

Создание инновационной чаши Sepro «Frontier» представляет собой первое существенное улучшение в гравитационном извлечении золота более чем за 20 лет и мы ожидаем, что применение этой инновации позволит поднять извлечение во всех гравитационных циклах обогащения благородных металлов, использующих центробежные концентраторы.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 29-32

INNOVATIVE CENTRIFUGAL CONCENTRATOR BOWL FROM SEPRO MINERAL SYSTEMS

[1]**Mark Van Kleek** *President and CEO*
[2]**Pariy A.,** *Vice President, info@intertech-corp.com*
[2]**Grodowski M.,** *President, info@intertech-corp.com*
[1]*SEPRO MINERAL SISTEMS, British Columbia, Kanada*
[2]*INTERTECH PROCESS TECHNOLOGY, USA*

Abstract:
Modern centrifugal concentrators have become standard equipment for most precious metal extraction technologies due to their simplicity, cost-effectiveness and efficiency. However, as with any other technology, there is always room for improvement. Sepro Mineral Systems, Canada's largest supplier of mineral processing equipment, has developed a new Frontier centrifugal concentrator bowl (patent pending), which will soon be installed on all Falcon gravity concentrators, and will also be able to serve as a replacement part for most Knelson concentrator models.

Keywords: *centrifugal concentrator, centrifugal concentrator bowl, gravity enrichment, precious metal enrichment, dynamic pulp profile.*

УДК 622.7

ИЗУЧЕНИЕ ОБОГАТИМОСТИ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ ХВОСТОВ



Самадов А.У.,
директор Алмалыкского филиала ТашГТУ им. И.Каримова, д.т.н., профессор

Носиров Н.И.,
ассистент кафедры «Горное дело» Алмалыкского филиала ТашГТУ им. И.Каримова

Халикулов У.М.,
старший преподаватель Алмалыкского филиала НИТУ «МИСиС»

Maqolada oltin saralovchi fabrikalarning chiqindilarini boyitiluvchanligi oʻrganilgan. Bunda "Chadak" BFning chiqindilarining tarkibi oʻrganilgan holda, tarkibida mavjud boʻlgan miqdor jihatdan yetarli darajada boyitish imkoni bor mahsulotlarning (oltin va kumush) chiqindidagi tuzilishini asosida boytishning gravitatsiya, flotasiya va magnit usulidan foydalanilib ilmiy tadqiqotlar olib borildi.

Tayanch iboralar: *gravitatsiya, flotasiya, magnitnit, chiqindi, gidrosiklon, boyitma, oltin, material, mineral, vintli saralagich.*

В статье рассматривается обзор об исследовании обогатимости золотосодержащих хвостов. На основании изучения вещественного состава исходных лежалых хвостов фабрики, характера вкрапленности минералов их слагающих, а также изучения результатов ранее проведенных исследований хвостов Чадакской ЗИФ в качестве основных методов обогащения были приняты гравитационный, флотационный, магнитный, а также цианирование исходных хвостов и продуктов их обогащения.

Ключевые слова: *гравитационный, флотационный, магнитный, хвост, гидроциклон, концентрат, золото, материал, минерал, винтовой сепаратор.*

На основании изучения вещественного состава исходных лежалых хвостов фабрики, характера вкрапленности минералов их слагающих, а также изучения результатов ранее проведенных исследований хвостов Чадакской ЗИФ в качестве основных методов обогащения были приняты гравитационный, флотационный, магнитный, а также цианирование исходных хвостов и продуктов их обогащения.

Измельчение хвостов осуществлялось в лабораторной шаровой мельнице марки 40 МЛ при Т:Ж:Ш=1:0,75:8. Для гравитационного обогащения исходных хвостов использовались наиболее дешевые методы и аппаратура для концентрирования золота - винтовые сепараторы и шлюзы (в лабораторном исполнении), концентрационный стол марки ЗОКС, шлюз с войлочным покрытием, лабораторный гидроциклон марки ГЛ.

Электромагнитная сепарация проводилась на индукционно-роликовом электромагнитным сепараторе 138Т-03М, конструкции ‘Геоприборцветмет". Отделение магнетита проводилось с помощью ручного магнита (напряженность поля 480 эрстед). Результаты опытов обогащения оценивались по данным химического анализа на золото, серебро; в отдельных случаях на оксид вольфрама или железа.

Гравитационное обогащение хвостов. В связи с тем, что при обогащении лежалых хвостов фабрики выход концентратов и содержание в них благородных металлов невелики, для их обогащения выбирались в первую очередь наиболее дешевые методы концентрации золота и соответствующие аппараты.

Одним из первых аппаратов для обогащения хвостов фабрики был выбран гидроциклон. Результаты обогащения исходных хвостов без какой-либо дополнительной обработки показаны в табл.1.

Обогащение проводилось при различных отношениях Т*Ж и размерах отверстий в песковой насадке. Лучшие результаты получены при Т:Ж=1:4 и величине отверстия в песковой насадке 4 *мм*.

Как видно из табл.1, наблюдается некоторое концентрирование золота, но при значительных потерях его в тонкозернистой фракции.

В табл. 2 приведены результаты двукратного обогащения хвостов на лабораторном гидроциклоне, Слив 1 гидроциклонирования повторно подвергался обработке в том же гидроциклоне.

Как видно из табл. 2, после гидроциклонирования хвостов и повторного гидроциклонирования слива 1 гидроциклона можно выделить песковую фракцию, содержащую 0,34- 0,39 *г/т* золота и 16,6-17,05 *г/т* серебра при извлечении из нее 89,21-91,23% золота и 32,56 -88,92% серебра.

В промышленных условиях с помощью модернизированных короткоконусных гидроциклонов можно получить, по-видимому, более вы-сокие результаты.

Пески гидроциклона обогащались на лабораторном винтовом сепараторе с диаметром спирали 150 *мм*, а слив гидроциклона - на лабораторном шлюзе 1200 х 200 с войлочным покрытием. Опыты проводились по схеме, изображенной на рис. 1., результаты приведены в табл. 3.

Таблица 1

Результаты обогащения хвостов в лабораторном гидроциклоне ГЛ

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, *г/т*		Извлечение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Пески	84,7	0,37	16,60	89,54	87,88
Слив	15,3	0,24	12,67	10,46	12,12
Проба 1	100,0	0,35	16,0	100,0	100,0
Пески	71,6	0,33	17,1	81,48	74,20
Слив	28,4	0,19	15,0	18,52	25,80
Проба 2	100,0	0,29	16,5	100,0	100,0

Таблица 2

Результаты двукратного гидроциклонирования хвостов

Наименование продуктов	Выход, %	Содержание, *г/т*		Извлечение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Пески	84,65	0,39	16,6	91,23	88,92
Слив	15,35	0,20	11,4	8,77	11,08
Проба 1	100,0	0,36	15,8	100,0	100,0
Пески	78,43	0,34	17,05	89,21	82,56
Глие	21,57	0,15	13,1	10,79	17,44
1роба 2	100,0	0,30	16,2	100,0	100,0

Таблица 3

Результаты обогащения хвостов на гидроциклоне, винтовом сепараторе и шлюзе

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
(Концентрат ВС	18,71	0,89	27,60	46,26	32,68
Конц-т. шлюза	6,09	0,46	22,16	7,78	8,54
Объедин. конц-т	24,8	0,78	20,53	54,04	41,22
Хвосты ВС	55,2	0,25	12,57	38,33	44,54
Хвосты шлюза	20,0	0,14	11,25	7,63	14,24
объеден. хвосты	75,2	0,22	12,35	45,96	58,78
Проба 1	100,0	0,36	15,8	100,0	100,0
Концентрат ВС	21,8	0,62	23,3	45,08	31,4
Конц-т. шлюза	7.1	0,31	18,7	7,34	8,2
объеден. конц-т	28,9	0,48	21,4	52,42	39,6
Хвосты ВС	52,2	0,23	14,20	40,02	45,76
Хвосты шлюза	18,9	0,12	12,55	7,56	14,64
объеден. хвосты	71,1	0,20	13,76	47,58	60,4
Проба 2	100,0	0,30	16,2	100,0	100,0

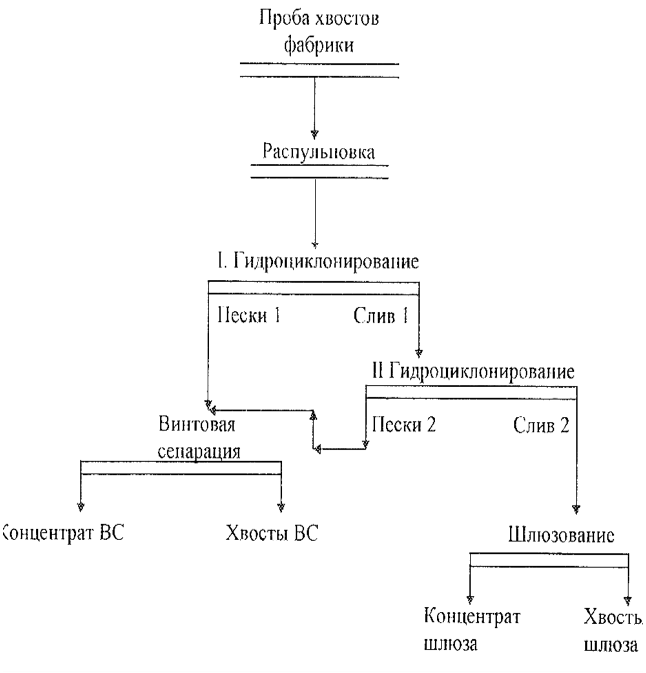


Рис.1. Схема гравитационного обогащения хвостов фабрики на гидроциклоне, винтовом сепараторе и шлюзе

Таблица 4

Результаты обогащения хвостов на концентрационном столе

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание, г/т		Извлечение:%	
		Au	Ag	Au	Ag
Проба N1					
Концентрат 1	2,1	4,2	180,8	25,94	23,58
Концентрат 2	9,4	0,58	28,3	16,10	16,52
Промпродукт	8,0	0,35	19,2	8,24	9,54
Хвосты	80,5	0,21	10,07	49,72	50,36
Проба N1	100,0	0,34	16,1	100,0	100,0
Проба N2					
Концентрат 1	1,8	3,62	157,1	22,47	17,24
Концентрат 2	9,8	0,43	31,7	14,53	18,94
Промпродукт	7,5	0,31	17,8	8,02	8,14
Хвосты	80,9	0,20	11,29	54,98	55,68
Проба N2	100,0	0,29	16,4	100,0	100,0

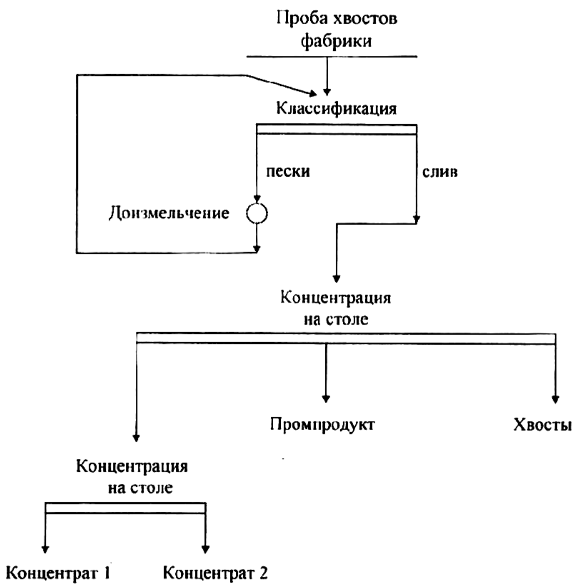


Рис. 2. Схема обогащения хвостов на концентрационном столе

Для сравнения проводились опыты обогащения хвостов на концентрационном столе по схеме, изображенной на рис. 2. Режим работы на концентрационном столе: частота качаний - 110 ходов в *мин*., амплитуда качаний - 11 *мм*, поперечный наклон деки - 10 *мм/м*, расход смывной воды 4,8 *куб.дм/мин*.

Результаты опытов приведены, в табл. 4.

Как следует из табл. 4., при обогащении хвостов на столе можно выделить гравиоконцентрат, содержащий 3,62-4,2 *г/т* золота и 157,1-180,8 *г/т* серебра при извлечении металлов 22,47-25,94 и 17,24-23,58% соответственно. Суммарное извлечение золота и серебра в черновой концентрат составляет 45,02-50,28 и 44,32-49,64% соответственно.

Однако при этом содержание металлов в нем составит: золота - 0,68-0,88 *г/т*, серебра - 38,05-40,98 *г/т*.

При перечистке черновых концентратов значительное количество благородных металлов переходит в промежуточные продукты.

С целью сокращения выхода промпродуктов и повышения концентрации благородных металлов в концентрате исходные хвосты фабрики просеивались черев сита 0,25 и 0,15 *мм*, а крупные фракции доизмельчались по 5 *мин*. в шаровой мельнице. Полученный материал, доизмельченный до крупности 0,25 и 0,15 *мм* подвергался обогащению на столе в тех же условиях, что и исходные хвосты. Результаты опытов приведены в табл.5.

Как видно из табл.5, после доизмельчения крупнозернистых фракций хвостов до 0,25 или 0,15 *мм* можно снизить содержание золота в хвостах до 0,1-0,13 *г/т*, серебра - до 9,26-9,6 *г/т*. Содержание золота в концентрате повышается до 5,34-6,93 *г/т*, а суммарное извлечение его в объединенный гравиоконцентрат до с 7,65-75,44%.

Таблица 5

Результаты обогащения на концентрационном столе доизмельченных хвостов фабрики

Продукты обогащения	Выход %	Содержание, *г/т*		Извлечение, %	
		Au	Ag	Au	Ag
Проба N1, крупностью 0,25-0 *мм*					
Концентрат 1	1,8	6,93	277	35,64	31,36
Концентрат 2	4,9	1,91	40,71	26,70	12,53
Промпродукт	6,2	0,30	13,8	5,31	5,38
Объедин. конц-т	12,9	1,84	60,73	67,65	49,27
Хвосты	87,1	0,13	9,26	32,35	50,73
Проба N1					
|(0,25-0 *мм*)	100,0	0,35	15,9	100,0	100,0
Проба N1, крупностью 0,15-0 *мм*					
Концентрат 1	1,7	6,81	265	32,16	28,51
Концентрат 2	4,5	3,06	46,4	38,30	13,21
Промпродукт	5,6	0,32	14,0	4,98	4,96
Объедин. конц-т	11,8	2,34	63,58	75,44	46,68
Хвосты	88,4	0,10	9,53	24,56	53,32
Проба N1					
(0,15-0 *мм*)	100,0	0,36	15,8	100,0	100,0
Проба N2, крупностью 0,25-0 *мм*					
Концентрат 1	1,7	5,63	220	30,87	22,94
Концентрат 2	5,2	1,86	94,2	31,14	30,05
Промпродукт	6,1	0,36	16,7	7,08	6,25
Объедин. конц-т	13,0	1,65	61,74	69,09	49,24
Хвосты	87,0	0,11	9,50	30,91	50,76
Проба N2					
(0,25-0 *мм*)	100,0	0,31	16,3	100,0	100,0
Проба N2, крупностью 0,15-0 *мм*					
Концентрат 1	1,6	5,34	204	28,48	20,15
Концентрат 2	4,8	2,22	73,2	35,48	21,70
Пром.продукт	5,8	0,35	17,1	6,77	6,12
Объедин. конц-т	12,2	1,74	63,70	70,73	47,97
Хвосты	87,8	0,10	9,60	29,27	52,03
Проба N2					
(0,15-0 *мм*)	100,0	0,30	16,2	100,0	100,0

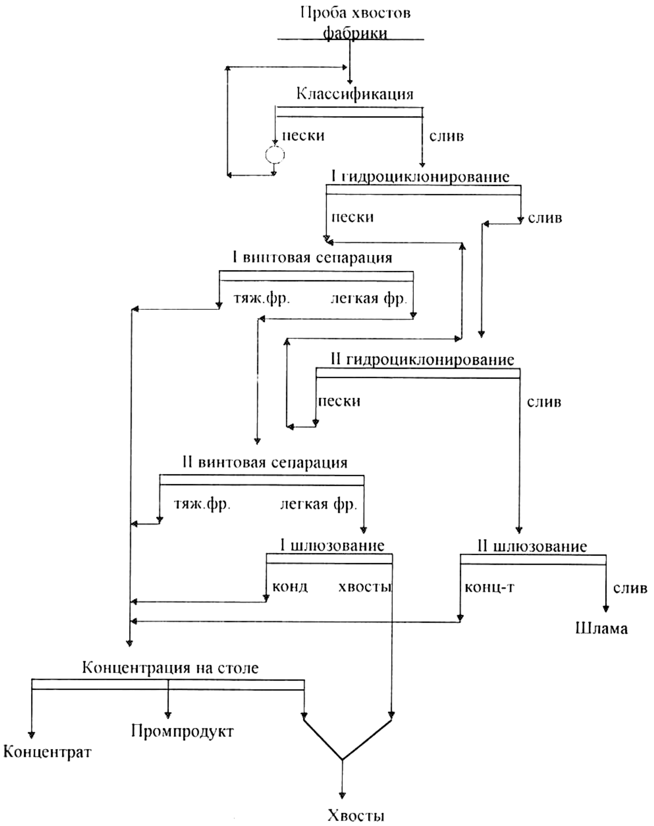


Рис. 3. Рекомендуемая гравитационная схема обогащения хвостов Чадаской ЗИФ

Приведенные данные свидетельствуют о возможности повысить показатели обогащения хвостов гравитационными методами. После классификации пески до измельчаются до 0,15-0,25 *мм*.

По схеме с включением операции доизмельчения хвостов до крупности 0,15 *мм* (рис.3) были проведены опыты по схеме, включающей двукратное гидроциклонирование исходных хвостов, двукратную винтовую сепарацию его зернистой части и шлюзование тонких фракций и хвостов винтовой сепарации с последующим обогащением на концентрационном столе всех тяжелых фракций и концентратов. Результаты опытов приведены в табл.5.

Как следует из табл.5., при обогащении исходных хвостов по разработанной схеме можно выделить гравиоконцентраты с выходом 3,0-3,2%, содержащие 5,44-5,86 *г/т* золота; 177-203,7 *г/т* серебра; 66,2-67,837. Fe_2O_3; 4,39-5,05% Al_2G_3; 0,19-0,2% WO_3; 2,64-3,59% серы сульфидной при извлечении компонентов 52,11-54,4; 35,85-37,72; 14,70-25,22; 2,24-2,30; 30,4-33,33; 47,33-47,85% соответственно.

Библиографический список:

1.Митрофанов С.И., Барский Л.А., Самигин В.Д. Исследование полезных ископаемых на обогатимость. М.: Недра, 1984. 112 с.
2.Полькин С.И., Адамов Э.В. Обогащение руд цветных и редких металлов. М.: Недра, 1989.442 с.
3.Сиденко П.М. Измельчение в химической промышленности, М.: Химия, 1985.263 с.
4.Зверевич В.В., Перов В.А. Основы обогащения полезных ископаемых, М.: Недра, 1991.620 с.
5.Келина И.М. Обогащение руд. М.: Недра, 1992. 542 с.
6.Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. М.: Недра, 1989.123 с.
7.Богданова О.С. Теория и технология флотации руд. М.: Недра, 1992.315 с.
8.Келина И.М. Обогащения руд. М.: Недра, 1992. 422 с.
9.Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. М.: Недра, 1982. 417 с.
10.Справочник по проектированию рудных обогатительных фабрик. В двух книгах М.: Недра, 1988. 182 с.
11.Абрамов А.А. Технология обогащения руд цветных металлов, МГГУ. 2005. 212 с.
12. В.М.Авдохин Основы обогащения полезных ископаемых МГГУ. 2006. 318 с.
13. Самадов А.У. Особенности комплексного подхода переработки техногенных образований горно-металлургических производств: Дис. докт.техн.наук. - Ташкент: Ташкентский государственный технический университет 2017. – 186с.
14. Самадов А.У. Исследование процесса выщелачивания благородных металлов из лежалых хвостов золотоизвлекательных фабрик // Вестник ТашГТУ. – Ташкент, 2016. – №1. – С. 194–199.

УДК 622.27

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ХВОСТОХРАНИЛИЩА ДЛЯ РАЗМЕЩЕНИЯ СОЛЕОТХОДОВ ОБОГАТИТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ ДЕХКАНАБАДСКОГО ЗАВОДА КАЛИЙНЫХ УДОБРЕНИЙ

Каримов Ё.Л.,
заведующий кафедрой «Горное дело» КарИЭИ

Жумаев И.К.,
начальник ГДК АО «Дехканабадский калийный завод»

Латипов З.Ё.,
старший преподаватель кафедры «Горное дело» КарИЭИ

Хужакулов А.М.,
старший преподаватель кафедры «Горное дело» КарИЭИ

Maqolada “Dehqonobod kaliy zavodi” AJ tasarrufidagi “Tepaqo‘ton” kaliy koni hududida joylashgan texnik tuz ombori va chiqindi saqlash uchastkasida kon-kapital qurilishi va kon-ekspluatatsiya jarayonida lahimlarni o‘tishda qazib chiqarilgan texnik tuz va qayta ishlash majmuasi chiqindilarini joylashtirishda yuzani filtrlashga qarshi qoplama bilan qoplash texnologiyasini qo‘llash samaradorligi bo‘yicha ilmiy yechim ishlab chiqilgan.

Tayanch iboralar: *“Tepaqo‘ton” kaliy koni, tosh tuz, tuzli ag‘darma, tuzli chiqindi, “Dehqonobod kaliy zavodi” AJ, filtratsiya himoyasi, ag‘darma, atrof muhitga va grunt suvlarga salbiy ta‘siri. .*

Разработаны решения по размещению каменной соли от проходки горных выработок при строительстве и эксплуатации рудника в солеотвал и отходов перерабатывающего комплекса (ПК) АО «Дехканабадский калийный завод» в хвостохранилище. Разработана технология противофильтрационной защиты солеотвала и хвостохранилища №1, позволяющая снизить негативное воздействие на окружающую среду и грунтовые воды.

Ключевые слова: *Тюбегатанское калийное месторождение, каменная соль, солеотвал, солеотход, Дехканабадский завод калийных удобрений, противофильтрационная защита, хвостохранилище, негативное воздействие на окружающую среду и грунтовые воды.*

При разработке месторождений калийных руд выявлен ряд проблем, важнейшими из которых являются нарушение геолого-структурного строения подрабатываемой территории при использовании шахтного способа добычи и образование значительных масс отходов, формирующихся в результате обогащения солей и представленных водорастворимыми соединениями [1-8].

В состав хвостохранилища Тюбегатанского калийного месторождения входят 2 объекта:

1) солеотвал для размещения каменной соли от проходки подготовительных выработок при строительстве рудника;

2) хвостохранилище для размещения твердых галитовых отходов переработки сильвинитовой руды, доставляемых с обогатительного комплекса ДЗКУ.

Причины, обусловливающие необходимость раздельного размещения соляных вскрышных пород и солеотходов обогащения:

1. В солеотвале размещаются практически сухая (влажность 0,2-0,3%) каменная соль от комбайновой проходки, не подвергшаяся никакой дополнительной обработке, с преобладанием фракции крупностью 10 *мм*. Порода экологически чистая, т.к. содержит только природные включения и не содержит вредных примесей типа флотационных реагентов. Благодаря этому возможно хозяйственное применение отвальной породы без химической очистки (с учетом вероятного наличия природных загрязнений, например, повышенного содержания нерастворимого остатка (н.о.) за счёт глинистых пропластков в каменной соли). Точные данные о составе складируемых пород в настоящее время неизвестны, они будут получены уже в процессе проходки выработок. Однако в любом случае солеотвал следует рассматривать в качестве накопителя вторичных природных ресурсов.

2. В хвостохранилище (солеотвале обогатительной фабрики) размещены галитовые отходы после процессов переработки и обогащения сильвинитовой руды. Их отличительные особенности:

– средняя крупность порядка 0,3-0,5 *мм*;

– влажность технологическая (на выходе с фабрики) – до 8%;

– содержание н.о. порядка 1%, если к солеотходам не будут подмешиваться шламы;

– наличие различных реагентов, применяемых при флотационной технологии обогащения руды.

Основное отличие от предыдущего – наличие техногенных загрязнений, вследствие чего для использования солеотходов необходимо не только механическая, но и химическая очистка с образованием токсичных вторичных отходов.

3. Солеотвал подготовлен к заполнению на самом раннем этапе – до начала работ по комбайновой проходке подготовительных выработок. К моменту ввода рудника в эксплуатацию формирование солеотвала практически закончено.

По указанным причинам солеотвал и хвостохранилище запроектированы как два самостоятельных территориально обособленных объекта. Расположение площадки солеотвалов представлено на рис. 1, а расположение площадки солеотвалов относительно границ горного отвода и зоны влияния подработки на земную поверхность – на рис. 2.

Согласно [9] залегающие с поверхности лессовидные суглинки (ИГЭ-1) – просадочные. Тип грунтовых условий по просадочности – второй. Суммарная величина просадки грунтов от собственного веса при полном водонасыщении на толщу 10 *м* составляет 23 *см*. К просадочным грунтам первого типа относится глина ИГЭ-4.

Для определения возможной просадки от давления отвала каменной соли или солеотходов сделан анализ изменения относительной просадочности в зависимости от действующей нагрузки (табл. 1, рис. 3).

Максимальная нагрузка на основание от веса массива солей или солеотходов может достичь 1 *МПа* (100 *т/м*^{2}). При этом просадка толщи ИГЭ-1 мощностью 10 *м* может составить 0,08·10=0,8 *м*, ИГЭ-4 мощностью 5 *м* – 0,016·5=0,08 *м*. Суммарная просадка 0,8+0,08=0,88 *м*. Указанные величины просадок возможны при условии полного водонасыщения основания.

Рис. 1. План расположения Тюбегатанского месторождения

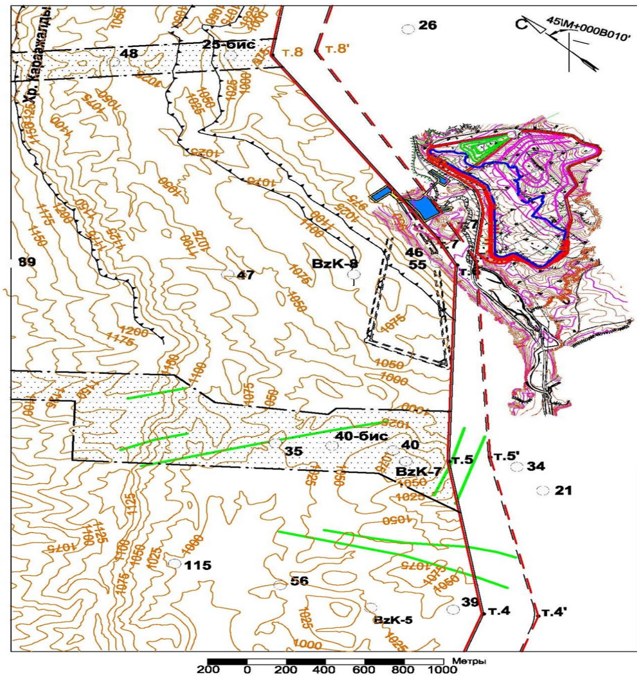


Рис. 2. Расположение площадки солеотвалов относительно границ горного отвода и зоны влияния подработки на земную поверхность

Разработан способ противофильтрационной защиты солеотвала и рассолосборника №1. Согласно данному способу на площади рассолосборника противофильтрационная защита выполняется в виде искусственного экрана, включающего подготовленное (спланированное и уплотненное) грунтовое основание, гидроизолирующий элемент (геомембрану) и защитный грунтовый слой.

В качестве геомембраны рекомендуется использование геосинтетического рулонного материала на основе бентонитовых глин (ГБМ) BENTOMAT (Бентомат) марки ASL100 с плёночным слоем.

Бентомат укладывается плёночным слоем вверх. Непосредственно перед укладкой Бентомата подготовленное грунтовое основание хорошо промачивается пресной водой.

Таблица 1

Нагрузка, *МПа*	Относительная просадочность, ед.
ИГЭ-1 суглинок	
0,05	0,017
0,10	0,029
0,20	0,046
0,30	0,053
ИГЭ-4 глина	
0,10	0,005
0,20	0,008
0,30	0,010

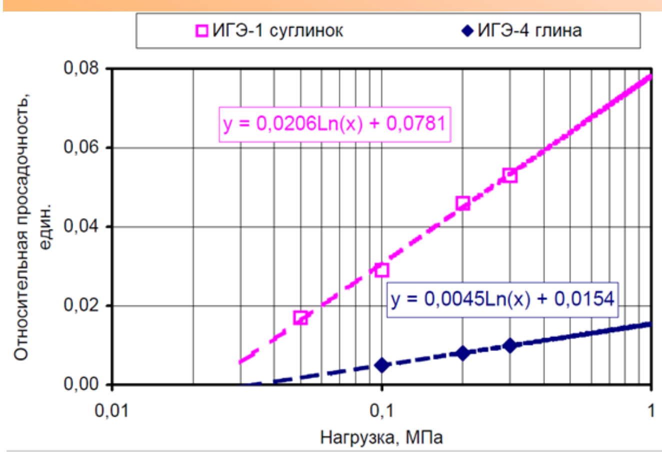


Рис.3. Изменение относительной просадочности грунтов в зависимости от нагрузки

Ориентировочное количество воды – 500 *м*^{3} на 1 *га* (50 *л/м*^{2}). При укладке Бентомата в период выпадения осадков (зима, ранняя весна) искусственное смачивание основания не требуется. Перерыв между смачиванием и укладкой полотнищ Бентомата не должен превышать 15-20 минут летом и 1 часа зимой.

Защитный слой – местный грунт (суглинок) слоем 0,6 *м* по откосу, 0,5 *м* на горизонтальных и слабо наклонных участках, с небольшим уплотнением (прикаткой). Для укладки на очередном участке экрана, грунт срезается на площади следующего участка.

Для предотвращения размыва предусматривается крепление защитного слоя: 0,05 *м* втрамбованный щебень, поверх него щебень изверженных пород фракции 20-40 *мм* или равноценный местный грунт (галечник, дробленая горная масса) слоем:

– 0,15 *м* на верховом откосе дамбы рассолосборника;

– 0,10 *м* в верхней части рассолосборника между горизонталями 952,0 и 946,0 *м*.

Противофильтрационная защита основания солеотвала включает устройство экрана описанной конструкции и надэкранового дренажа. Требования по подготовке основания под экран – аналогично предыдущему. Защитный слой – местный грунт (суглинок) слоем 0,5 *м*, с небольшим уплотнением.

По бортам экран сопрягается с рассолоотводными каналами, в нижней части – с экраном рассолосборника.

По тальвегу лога в основании солеотвала над защитным слоем экрана устраивается дренаж. Назначение дренажа – отвод рассолов из тела солеотвала в безопасном режиме, исключающем развитие наиболее опасной формы соляного карста – провальных воронок.

Для устройства дренажа рекомендуется использовать геокомпозитный материал Ten Cate Polyfelt DC 602E, состоящий из жесткой геосетки HDPE, защищенной с обеих сторон (сверху и снизу) фильтрующим геотекстилем из нетканого полипропиленового волокна поверхностной плотностью 120 *г/м*^{2}. Согласно паспортным данным, водопроницаемость материала в плане (в плоскости материала) при уклоне i=0,1 и вертикальном давлении 500 *кПа* (50 *т/м*^{2}) составляет 0,1 *л/с* на 1 *м*.

Средний годовой объем образующихся рассолов составляет 5,71 *тыс. м*^{3}, средний расход фильтрационной разгрузки при этом составит 0,18 *л/с*. Для обеспечения такого расхода номинально достаточно уложить по тальвегу одну полосу материала DC 602E шириной 2 *м*. Однако по климатическим условиям района, почти весь годовой объем атмосферных осадков выпадает зимой в течение 2-3 недель, поэтому во избежание излишней аккумуляции рассолов в теле солеотвала с образованием мощной насыщенной зоны годовой объем рассолов необходимо отводить в течение 2-3 месяцев, со средним расходом 0,7-1,1 *л/с*, максимальным до 2 *л/с.*

Учитывая также неравномерность фильтрационной разгрузки по площади солеотвала и снижение со временем коэффициента фильтрации слежавшейся каменной соли в нижних слоях, конструктивно принимается укладка материала общей шириной (перпендикулярно тальвегу) 24 *м*, из них 8 *м* нижний слой (в наиболее пониженной части сечения), 16 *м* верхний слой. Кромки верхнего слоя заделываются в защитном слое противофильтрационного экрана таким образом, чтобы по бортам выше них по рельефу не создавались застойные зоны.

Устройство грунтового защитного слоя над дренажом не предусматривается, поэтому укладку дренажа необходимо выполнить непосредственно перед началом подачи соли в отвал. Первые партии соли следует отсыпать поверх дренажа слоем 1,5-2 *м* для обеспечения его защиты от повреждений.

Выходной конец дренажа у откоса солеотвала пригружается дренажной призмой из гравия (со стороны откоса) и щебня изверженных пород с внешней стороны. Данная пригрузка необходима для предотвращения прямого контакта дренажного выхода с атмосферным воздухом, который может привести к забивке дренажного выхода кристаллизующейся солью.

Поверх основных дренажных слоев на ширине основания призмы из гравия (с выпуском вверх по рельефу до 5 *м*) укладывается дополнительный дренажный слой из материала DC 602E для обеспечения необходимой пропускной способности дренажного выпуска с учетом частичного его засорения кристаллизующейся солью.

Дренажная призма является одновременно упорной дамбой солеотвала, обеспечивающей необходимые параметры его устойчивости в наиболее высоком сечении.

Рассол, отводимый из тела отвала при помощи дренажа, стекает по рельефу в рассолосборник.

Схема устройства противофильтрационной защиты в основании солеотвала показана на рис. 4.

При максимальной подаче каменной соли в отвал 67,2 *т/ч*, ограниченном общем количестве соли (537,5 *тыс. т*) и коротком сроке формирования солеотвала (1,5 года), строительство конвейерного тракта на солеотвал нецелесообразно. Поэтому рекомендуется принять схему доставки и отсыпки соли в отвал автомобилями-самосвалами.

Передачу соли с шахтного конвейера на автотранспорт необходимо осуществлять через запроектированный пункт погрузки руды, доставку соли к солеотвалу – по существующим автодорогам после их реконструкции.

Схема формирования солеотвала – автомобильно-бульдозерная.

На начальном этапе формируется первый (нижний) слой отвала поверх дренажа, мощностью 1,5-2 *м* (рис. 4).

После устройства соляного защитного слоя дренажа, транспортные самосвалы с подъездной автодороги въезжают на отвал с верхней по рельефу стороны через площадку на отметке 970,0 *м*. Соль с самосвала выгружается на поверхности ранее сформированной части отвала, затем транспортируется бульдозером до рабочей кромки и сталкивается под откос.

Таким образом, формируется первый ярус отвала с горизонтальной поверхностью на отметке 970,0 *м.* Остающийся объем соли от проходки подготовительных выработок выкладывается вторым ярусом с формированием на поверхности первого яруса насыпи шириной поверху не менее 30 *м* с подъемом в направлении отсыпки до 5^o (уклон 1:12).

Максимальная высота отсыпки первым ярусом составит 16 *м* (превышение горизонтальной поверхности с отметкой 970,0 *м* относительно нижней точки основания 954,0 *м*). Высота второго яруса в его верхней точке относительно поверхности первого яруса составит 16-18 *м*, максимальная общая высота отвала относительно подошвы откоса – до 35 *м.*

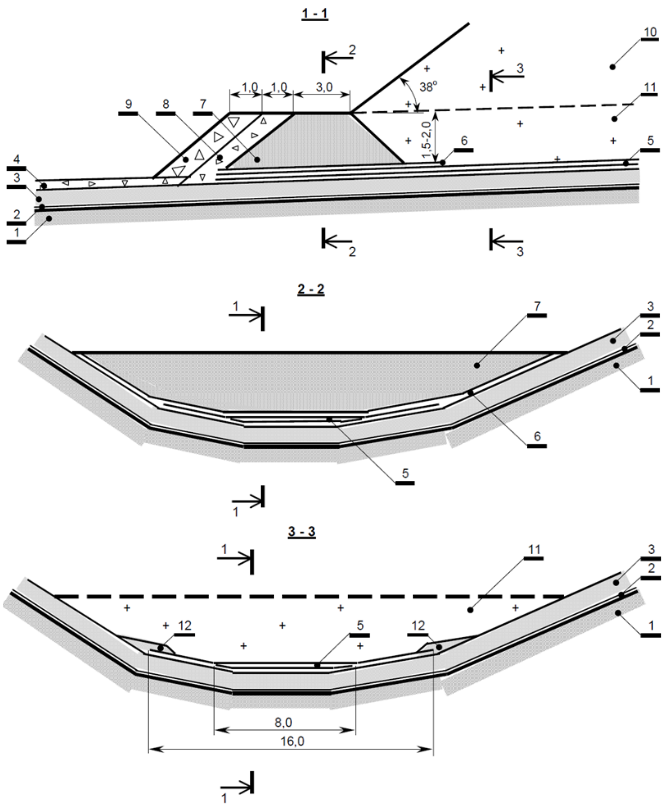


Рис. 4. Схема противофильтрационной защиты в основании солеотвала
1 – спланированное и уплотненное грунтовое основание; 2 – экран-геомембрана Бентомат ASL100; 3 – защитный слой экрана из местного грунта 0,5 *м*; 4 – щебёночное крепление защитного слоя; 5 – надэкрановый дренаж - 2 слоя TenCatePolyfelt DC602E; 6 – дополнительный слой DC602E на выходе дренажа; 7 – упорно-дренажная призма солеотвала из гравия; 8 – щебень фр. 20-40 *мм*; 9 – щебень фракции 40-70 *мм*; 10 – солеотвал; 11 – первый слой отсыпки соли; 12 – заделка кромок дренажа

Средняя часовая подача за период строительства рудника 1,5 года:

$$Q_{ср}=10^3 \cdot 537,5/(1,5 \cdot 330 \cdot 21) = 51,7 \text{ } т/ч$$

Максимальная подача при коэффициенте неравномерности 1,3

$$Q_{max}=51,7 \cdot 1,3=67,2 \text{ } т/ч$$

Здесь 21=3·7 – количество рабочих часов при 3-сменной работе (8 часов продолжительность смены, 7 часов – фактическое рабочее время с учетом перерывов).

Технологическое оборудование:

– автомобили-самосвалы грузоподъемностью 20 *т* – 3 *шт.* (2 в работе, 1 в резерве);

– бульдозер мощностью не менее 125 *кВт* (170 *л.с.*) – 1 *шт.*;

– пункт погрузки с бункером-накопителем 50 *т* (из расчёта перерывов в подаче автомобилей 1 час при средней часовой подаче соли).

Учитывая сравнительно небольшой грузопоток и малую дальность возки (менее 2 *км*), рассматривались варианты применения автомобилей-самосвалов грузоподъемностью 10 *т* и 20 *т*.

Продолжительность рабочего цикла составит в среднем 0,5 *ч* (30 минут, в т.ч. погрузка с маневрированием 10 минут, путевое время 10 минут, разгрузка на солеотвале с маневрированием 10 минут).

Грузоподъемность автосамосвалов при перевозке соли с меньшим удельным весом по сравнению с обычными грунтами (песок, глина и т.п.) составит 80% от номинальной – соответственно 8 и 16 тонн. Средняя часовая производительность 10-тонного автосамосвала составит 8/0,5=16 *т/ч*, 20-тонного 16/0,5 = 32 *т/ч*.

При максимальной отгрузке соли потребуется четыре 10-тонных автосамосвала или два 20 - тонных.

Рекомендуется использование 20 - тонных автосамосвалов, т.к. в дальнейшем они могут быть использованы для перевозки руды на обогатительную фабрику (ОФ) и солеотходов от ОФ на хвостохранилище.

При выборе автомобилей-самосвалов предпочтение (при прочих равных условиях) следует отдать более маневренным (внешний радиус поворота 11-12 *м*) и экологичным (двигатели по стандарту не ниже Евро-2). Указанным требованиям удовлетворяет, например, КрАЗ 65055-0000054-02 с двигателем ЯМЗ-238ДЕ2 (EURO-2).

Для работы на отвале, учитывая характер грунта (сухая рыхлая соль) и выполняемых операций (перемещение от места разгрузки автосамосвала на 30-50 *м* и сталкивание под откос) требуется бульдозер тягового класса не ниже 10 (на базе гусеничного трактора Т-170). Его выработка при перемещении до 50 *м* составит 50 $м^3/ч$, или 65-70 *т/ч*. Для обработки расчётной подачи соли достаточно одного бульдозера. Резерв должен быть обеспечен за счёт машинного парка подрядчика.

В результате исследования можно сделать следующие выводы:

1. Разработаны решения по размещению каменной соли от проходки горных выработок при строительстве рудника в солеотвале и солеотходов обогатительной фабрики Дехканабадского завода калийных удобрений в хвостохранилище.

2. Разработана технология противофильтрационной защиты солеотвала и рассолосборника №1, позволяющая снизить негативное воздействие на окружающую среду и грунтовые воды.

3. Изучено хвостохранилище для размещения солеотходов обогатительной фабрики Дехканабадского завода калийных удобрений.

В хвостохранилище размещены солеотходы обогатительной фабрики. Количество солеотходов при проектной мощности рудника по добыче руды 700 *тыс. т/год* составляет 473,1 *тыс. т/год* при влажности 7%, в т.ч. твердая фаза 425,8 *тыс.т/год*.

На период отработки центральной части шахтного поля (ориентировочно 22,6 года) общее количество солеотходов, размещенных в хвостохранилище, составляет 9,6 *млн.т* по твердому, их объем – 6,4 $млн.м^3$.

Площадь основания отвала солеотходов к концу этого периода достигнет 16 га. В перспективе возможно расширение отвала солеотходов в пределах данной площадки до 24 *га*, с увеличением емкости до 19,4 *млн.т* по твердому.

Библиографический список:

1.Латипов З.Ё. Мировое производство и проблемы освоения калийных руд // Материалы Международной конференции на тему: «Актуальные проблемы современной науки и инноваций в Центрально-Азиатском регионе».– Джизак, 26 сентября 2020 г. – С. 334-337.

2.Васильев А.Л. Технический прогресс в технологии развития закладочных работ на калийных рудниках. Реферат по дисциплине «История и философия науки». – Санкт-Петербург: Национальный минерально-сырьевой университет «Горный», 2016. – 25 с.

3.Жарков М.А., Соколов А.С. Калийные соли. Ресурсы, добыча, международная торговля // Горная промышленность. – Москва, 1999. – №6. – С. 49-53.

4.Отчет по панели №1. Пояснительная записка ГДК-26-200917. Горнодобывающий комплекс Дехканабадского завода калийных удобрений. – Дехканабад, 2017. – 104 с.

5.Батурин Е.Н., Меньшикова Е.А., Блинов С.М., Наумов Д.Ю., Белкин П.А. Проблемы освоения крупнейших калийных месторождений мира // Современные проблемы науки и образования. – 2012. – № 6. – С. 221-230; URL: http://science-education.ru/ru/article/view?id=7513.

6.Каримов Ё.Л., Якубов С.И., Муродов Ш.О., Нурхонов Х., Латипов З.Ё. Экологические аспекты Дехканабадского рудного комплекса по добыче калийных руд // Горный вестник Узбекистана. – Навои, 2018. – №3. – С. 23-27.

7.Проект горно-добывающий комплекс Дехканабадского завода калийных удобрений. Том 3. Технология горных работ. ОАО «Галургия», Пермь, 2008.

8.Техническое заключение об инженерно-геологических условиях по объекту «Солеотвал Дехканабадского завода калийных удобрений в Кашкадарьинской области Республики Узбекистан». – ГП «ГИИИГГК». – «УзГАШК», Самаркандский филиал. – Самарканд, 2008 г.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 36-39

INCREASE IN EFFICIENCY OF USE TAILINGS STORAGE FACILITY FOR SALINE WASTE FROM THE PROCESSING PLANT OF THE DEKHKANABAD POTASSIUM FERTILIZER PLANT

*[1]**Karimov Y.L.,** Head of the Mining Department,*
*[1]**Latipov Z.Y.,** Senior Lecturer of the Department of Mining, zuhriddin.latipov@mail.ru*
*[1]**Khujakulov A.M.,** Senior Lecturer, Department of Mining,*
*[2]**Jumaev I.K.,** Head of the Mining Complex of the Dekhkanabad Potash Fertilizer Plant*

[1]Karshi Engineering and Economic Institute, Karshi, Uzbekistan
[2]Dekhkanabad Potash Fertilizer Plant, Dekhkanabad, Uzbekistan

Abstract

Solutions have been developed for the placement of rock salt from the excavation of mine workings during the construction of a mine in a salt dump and salt waste from the processing plant of the Dekhkanabad Potash Fertilizer Plant in the tailing dump. The technology of anti-seepage protection of the salt dump and brine tank No. 1 has been developed, which allows reducing the negative impact on the environment and groundwater.

Keywords: *Tyubegatan potash deposit, rock salt, salt dump, salt waste, Dekhkanabad potash fertilizer plant, anti-seepage protection, tailing dump.*

References

1. Latipov Z.Y. World production and problems of development of potash ores // Proceedings of the International Conference on the topic: "Actual problems of modern science and innovation in the Central Asian region." - Jizzakh, September 26, 2020 - pp. 334-337.

2. Vasiliev A.L. Technical progress in the technology for the development of stowing operations at potash mines. Abstract on the discipline "History and Philosophy of Science". - St. Petersburg: National Mineral Resources University "Mining", 2016. - 25 p.

3. Zharkov M.A., Sokolov A.S. Potassium salts. Resources, mining, international trade // Mining industry. - Moscow, 1999. - No. 6. - pp. 49-53.

4. Report on panel 1. Explanatory note GDK-26-200917. Mining complex of the Dekhkanabad Potash Fertilizer Plant. - Dehkanabad, 2017 .- 104 p.

5. Baturin E.N., Menshikova E.A., Blinov S.M., Naumov D.Yu., Belkin P.A. Problems of development of the largest potash deposits in the world // Modern problems of science and education. - 2012. - No. 6. - P. 221-230; URL: http://science-education.ru/ru/article/view?id=7513.

6. Karimov Y.L., Yakubov S.I., Murodov Sh.O., Nurkhonov H., Latipov Z.Y. Environmental aspects of the Dekhkanabad ore complex for the extraction of potash ores // Gorny Vestnik of Uzbekistan. - Navoi, 2018. - No. 3. - pp. 23-27.

7. The project of the mining complex of the Dekhkanabad potash fertilizers plant. Volume 3. Technology of mining operations. Galurgiya OJSC, Perm, 2008.

8. Technical conclusion on engineering and geological conditions for the facility "Salt disposal site of the Dekhkanabad potash fertilizer plant in the Kashkadarya region of the Republic of Uzbekistan". - SE "GIIIGGK". - "UzGASHK", Samarkand branch. - Samarkand, 2008

УДК 669.2

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ИЗВЛЕЧЕНИЯ МЕТАЛЛОВ ИЗ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ РАСТВОРОВ ИОННОЙ ФЛОТАЦИЕЙ



Холикулов Д.Б.,
зам. директора по научной работе и инновациям Алмалыкского филиала ТашГТУ им. И.Каримова, д.т.н., доцент

Нормуротов Р.И.,
ведущий инженер инновационно-технической службы РУ "ГМЗ-1" ГП НГМК, к.т.н., доцент

Болтаев О.Н.,
начальник отдела коммерциализации научно-инновационных работ Алмалыкского филиала ТашГТУ И.Каримова

Ushbu maqolada mis ishlab chiqarishning keklaridan va metall tarkibli eritmalaridan metallarni ajratib olishning mavjud jarayonlari o'rganib chiqilgan.

Mis ishlab chiqarishning texnologik eritmalarini ionli flotatsiya jarayoni o'rganilgan. Metall ionlari konsentratsiyasining o'zgarishi eritmaning pH qiymatiga va har xil reagentlardan foydalanishga qarab o'rganiladi. Ion flotatsiyasi samaradorligiga ta'sir qiluvchi asosiy omillar va reagentlar aniqlandi.

Olingan natijalarga asoslanib, eng maqbul reagent pH= 3-5 bo'lganda bu DEDTK-Na dir, bu reagent qimmatbaho metallarning maksimal darajada ajratish imkonini beradi, flotatsiya davomiyligi 4-5 daqiqa bo'lganda og'ir rangli metallar ionlari 95% gacha ajratib olinadi.

***Tayanch iboralar**: flotatsiya, eritma, tozalash, chiqindi suvlar, rN muhit, parchalanish, faza, flotomashina, metallarni ajratib olish, aralashtirma, harorat, erish tezligi, gaz, tozalash darajasi, ekologiya, mis ishlab chiqarish, tozalash usullari, yig'uvchi, gidroliz.*

В данной статье исследуются современные процессы выделения металлов из кеков медного производства и металлосодержащих растворов. Исследован процесс ионной флотации технологических растворов производства меди. Исследованы изменения концентрации ионов металлов в зависимости от pH раствора и применения различных реагентов. Определены основные факторы и реагенты, влияющие на эффективность ионной флотации. Исходя из полученных результатов, наиболее оптимальным является ДЕДТК-Na, когда реагент имеет pH= 3-5, этот реагент позволяет максимально отделить ценные металлы, когда продолжительность флотации составляет 4-5 мин, ионы тяжелых цветных металлов отделяются до 95%.

***Ключевые слова:** флотация, раствор, очистка, сточные воды, окружающая среда pH, распад, фаза, флотомашина, извлечение металла, смешивание, температура, скорость плавления, газ, скорость очистки, экология, производство меди, методы очистки, коллектор.*

На сегодняшний день в мире ежегодно добывается более 10 млрд. тонн полезных ископаемых. С бурным развитием мировой экономики спрос на цветные металлы резко увеличился. Анализ состояния развития отрасли показал ежегодное истощение богатых и легко вскрываемых рудных месторождений, ухудшение состояния карьеров и шахт, повышение требований к охране окружающей среды, что в свою очередь указывает на необходимость разработки и внедрения технологий, повышающих комплексность использования минерального сырья.

Обеспечение производства стратегическими видами ценных компонентов и сохранение их резерва для будущего играет сегодня важнейшую роль. В мире уделяется особое внимание комплексности использования сырья, в частности в области переработки техногенных отходов металлургической отрасли (шлаки, технологические растворы стоки и кеки).

В настоящее время при получении металлов особое внимание уделяется научно-исследовательским работам, направленным на использование техногенных отходов в виде дополнительного сырья. В накопившихся больших объёмах техногенных отходах массовое количество ценных металлов часто превышает их количество в первичных рудах. В связи с чем комплексная переработка техногенных отходов позволит предприятиям значительно расширить сырьевую базу, без капитальных затрат на геологические, горные и обогатительные работы.

Несмотря на большую теоретическую и практическую значимость проблемы в научных исследованиях недостаточно уделяется внимание методам выделения и концентрирования ионов тяжелых металлов, выбору селективных реагентов, не полностью изучены механизмы взаимодействия ионов металлов, что не позволяет разрабатывать комплексные технологии переработки технологических растворов включающих извлечение ценных компонентов, их реутилизацию, а также решение экологических проблем, что является весьма актуальной научной и важной хозяйственной проблемой.

Вместе с тем проводятся научно-исследовательские работы по усовершенствованию технологических процессов, направленных на использование техногенных отходов, с целью дополнительного извлечения ценных металлов, путем возврата техногенных отходов в основное технологическое производство. Это направление в настоящее время приобретает большую актуальность при создании новых высокорентабельных технологий в цветной металлургии [1-3].

Эффективное разделение компонентов из растворов во многих областях химии и металлургии связано с использованием новых эффективных процессов. Несомненный интерес представляет процесс флотации ионов и молекул, который является перспективным методом извлечения необходимых элементов из растворов. Достижения последних лет, связанных с извлечением поверхностно-активных ионов, значительно расширили возможности данного метода.

При флотации ионов и молекул, газ барботируется через слой раствора, всплывающие пузырьки адсорбируют сублат и транспортируют его к поверхности раствора. Ионной флотации характерно образование небольшого слоя неустойчивой пены, разрушающейся в разделительном аппарате, давая пенку - плохо растворимый гидрофобный продукт, в который и концентрируется коллигенд. Пена удаляется из аппарата каким-либо механическим способом. Ионная флотация была разработана применительно к извлечению ионов с помощью поверхностно-активных ионов противоположного знака. Это, собственно, и определило ее название. Однако аналогичный процесс возможен и в других случаях, так как характерный особенностью данного процесса является образование пенки, авторы [4, 5] предложили термин «пенная флотация».

Часто обсуждается вопрос о сходстве и различиях между флотацией ионов или молекул и флотацией частиц суспензионной крупности [6], при этом происходит разделение компонентов жидких дисперсных систем, основанное на различной способности разделяемых компонентов концентрироваться на поверхности пузырьков газа. Основное различие заключается в степени дисперсности извлекаемых частиц.

Таблица 1

Результаты химического анализа сбросных растворов медного и цинкового производств

Анализируемый продукт	Химический состав, *г/дм³*					
	H_2SO_4	Cu	Zn	Fe	Ni	Mo
Маточные растворы ЦПРМ МПЗ	274	2,289	0,228	2,06	-	3,71
Кислые стоки купо-росного цеха МПЗ	4	0,035	0,001	0,02	12,5	0,002

Имея в виду частицы суспензионной крупности, мы говорим о гидрофобности и адгезии к пузырькам, а в случае ионов и молекул – о поверхностной активности и адсорбции.

Авторами [7-9] установлено, что наиболее эффективным собирателем для флотационного извлечения редкоземельных элементов из технологических азотно-фосфорных растворов является полифос-124, позволяющий получить необводненный пенный продукт при приемлемом расходе, степени извлечения коллигенда и селективности.

В качестве реагентов-собирателей для извлечения микрокомпонентов предложено использование соапстоков [10], что позволяет снизить затраты на реализацию технологии флотации. Установлено, что определяющими факторами селективности ионной флотации стронция из рассолов в присутствии кальция является значительное различие в концентрациях данных компонентов (Ca-60 *г/л*; Sr-1,5 *г/л*), высокая общая минерализация рассола (350-550 *г/л*), различие в формах нахождения компонентов в растворе и коэффициентах их активности. Выявлены оптимальные условия селективного извлечения микрокомпонентов из природных рассолов методом ионной флотации: рубидий - расход (жирные кислоты соапстоков) ЖКС 2 *г/г* Rb; стронций - расход ЖКС 0,5 *г/г* Sr, *pH* =6 [11].

Ионная флотация является технологичным процессом переработки гидроминеральных месторождений [5, 12]. В настоящее время развитие метода ионной флотации для извлечения тяжелых металлов из техногенных вод горных предприятий тормозится тем, что ассортимент реагентов ограничен солями высших жирных кислот, сульфгидрильными и азотсодержащими соединениями, которые, являются дорогостоящими веществами с низкими значениями ПДК. Методы регенерации этих реагентов практически не разработаны.

В работах [13-15] представлены результаты экспериментального и теоретического исследования процесса флотации в системе, содержащей катионы самария (3^+) и поверхностно-активное вещество додецилсульфат натрия. Получена зависимость коэффициента распределения самария (3^+) в процессе ионной флотации с додецилсульфатом натрия от pH равновесной водной фазы. Сопоставление значений pH извлечения с pH гидратообразования позволяет заключить, что самарий флотируется в форме основного додецилсульфатагидроксосамария.

Авторы [16] для очистки минерализованных промышленных вод методом ионной флотации предложили использовать новый реагент ГЛИПЕТ, полученный прямым глицеролизом полиэтилентерефталата. Реагент содержит нуклеофильные реакционные центры: гидроксильные – OH, сложноэфирные –C(O)O-, карбоксильные –C(O)OH – группы.

И.Ю.Шевелиновым [17] установлено, что образующиеся внутрикомплексные соединения, характеризуются высокими значениями энергии стабилизации полем лигандов, так как не имеют внешней сферы, а, следовательно, центров сольватации.

В работе [18] в качестве потенциальных собирателей для ионной флотации цветных металлов исследованы сульфонильные производные аминотиофенов. Найдены оптимальные условия флотации Cu(II), Co(II), Ni(II), Zn(II) и Cd(II): область значений *pH*, длительность процесса, количество реагента. Показана эффективность соединений собирателей цветных металлов из модельных растворов методом ионной флотации.

Анализ рассмотренной литературы и практики действующих предприятий по проблеме переработки извлечения металлов из кеков и металлсодержащих растворов медного производства позволяет сделать следующие выводы: большинство предприятий для извлечения металлов из растворов и сточных вод, применяют различные методы. Все научно-исследовательские работы по усовершенствованию процесса направлены на поиски новых, доступных и дешевых реагентов и в этом направлении достигнуты определенные успехи. Необходимо отметить, что многочисленные способы недостаточно эффективны и не дают возможность полностью извлечь металлы из продукта. В связи с чем, возникает интерес возможности применения метода ионной флотации для извлечения веществ из технологических растворов, содержащих металлы.

Целью исследования является разработка научных основ эффективной технологии извлечения металлов из технологических растворов медного производства, обеспечивающих увеличение производства цветных металлов, повышение качества полученного продукта, увеличение степени извлечения металлов и сокращение затрат на переработку.

Объектом исследования являются техногенные образования в виде металлсодержащих технологических растворов медного производства: маточные растворы цеха производства редких металлов (ЦПРМ) и кислые стоки купоросного цеха Медеплавильного завода (МПЗ) АО «Алмалыкский ГМК».

Объемы стоков составляют: маточные растворы ЦПРМ МПЗ - 2÷5 *м³/сут*; кислые стоки купоросного цеха МПЗ - 50 *м³/сут*.

В процессе исследования использован комплекс методов, включающий теоретические исследования, обобщение экспериментов, методы потенциометрии, фотоколориметрии, атомно-абсорбционного анализа и методы ИК-Фурье.

Новизна проведенных исследований заключается в следующем:

-выявлены влияния различных параметров на оптимальный режим ионной флотации ионов тяжелых цветных металлов из металлсодержащих растворов медного производства;

-установлена эффективность флотационного извлечения металлов из технологических растворов зависит от образования гидрофобных и труднорастворимых осадков при взаимодействии ионов металлов с поверхностно-активными веществами (диэтилдитиокарбамат натрия ДЭДТК-Na);

-разработаны принципы выбора технологических параметров (pH раствора, содержание металлов, продолжительность процесса и др.) влияющие на процесс ионной флотации технологических растворов с низкой концентрацией тяжёлых цветных металлов.

Из результатов химического анализа (табл. 1) видно, что промышленный интерес для извлечения металлов представляют медь, цинк, железо, никель и молибден. Сложность переработки промывного раствора связано с высоким содержанием кислоты.

Изменение *pH* раствора проводилось путем добавки серной кислоты и оксида кальция. Для контроля концентрации ионов водорода использовался лабораторный универсальный *pH* - метр марки ЛПУ-01 с хлорсеребряным электродом. Расход воздуха регулировался изменением скорости вращения импеллера. Извлечение металлов в пенку (пенка – продукт ионной флотации, состоящий из химического соединения собирателя с ионами металлов и из некоторого количества, не прореагировавшего с ионами металла) определялось по ее остаточной концентрации в растворе после флотации. Камера флотомашины изготовлена из органического стекла.

Методика проведения ионной флотации технологических растворов медного производства: Флотацию металлов из растворов осуществляли во флотомашине ёмкостью 200 *мл*. Флотокамера изготовлена из органического стекла, а импеллер и труба для подсоса воздуха из обыкновенного стекла. Подача воздуха производилась через трубку, внутри которой вращается вал импеллера (рис. 1).

Извлечение металлов из технологических растворов с применением ионной флотации. Преимуществом метода является высокая производительность, эффективность, экономичность и простота операций. При процессе ионной флотации для образования межфазного потока (поверхность жидкости – газ) используется воздух. В некоторых случаях, когда необходимо увеличить поверхностное натяжение плёнки жидкости, применяются различные газы, в данном случае организуется регенерация и оборот газов. В нашем примере используется воздух.

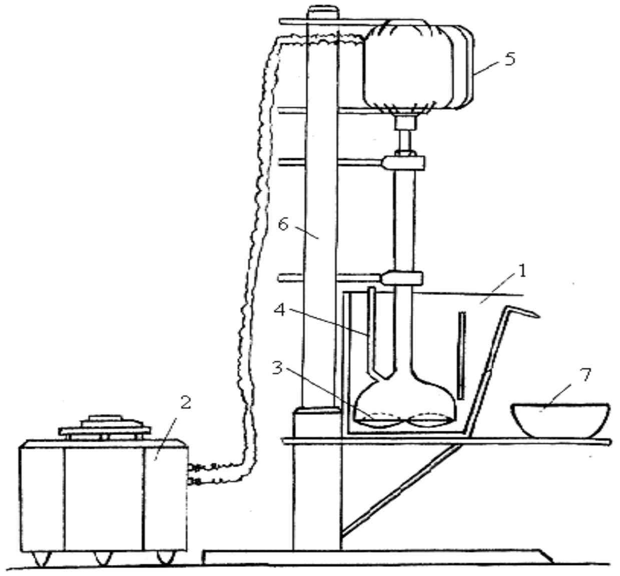


Рис.1. Схема лабораторной установки для флотации ионов металлов из технологических растворов медного производства:
1-флотокамера; 2-стартер; 3-импеллер; 4-труба для подсоса воздуха; 5-мотор; 6-штатив; 7-фарфоровая чаша для пены

Эффективность флотационного извлечения ионов металлов из технологических растворов зависит от свойств используемых реагентов-собирателей, образующих прочные сублаты с извлекаемыми цветными и тяжелыми металлами. Изучена возможность применения реагентов (олеат натрия $NaC_{18}H_{33}O_2$, соапсток, ДЭДТК-Na, нафтеновые кислоты) для ионной флотации металлов из модельных кислых сульфатных металлоносных растворов, содержащих, *мг/л*: Ni - 200, Zn - 150, Ni - 150. Реагент подавали в камеру флотационной машины в количестве 0,5 *л*, процесс ионной флотации осуществляли при различных *pH* в течение 5 *мин*. Подача реагента в определенном количестве в процесс флотации позволяет извлечь в сублат из растворов металлокатионы металлов и взвешенные частицы.

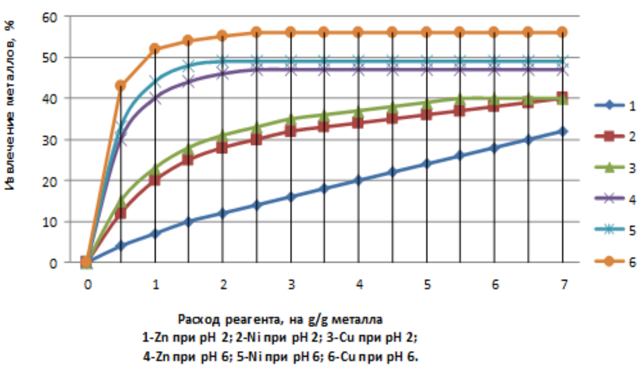


Рис. 2. Зависимость извлечения ионов металлов от расхода олеата натрия и *pH* среды

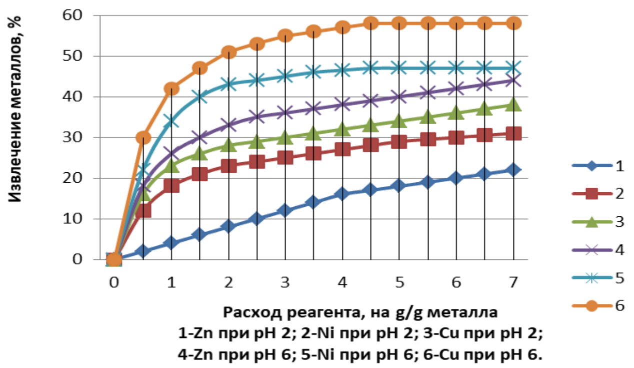


Рис. 3. Зависимость извлечения ионов металлов от расхода соапстока натрия и *pH* среды

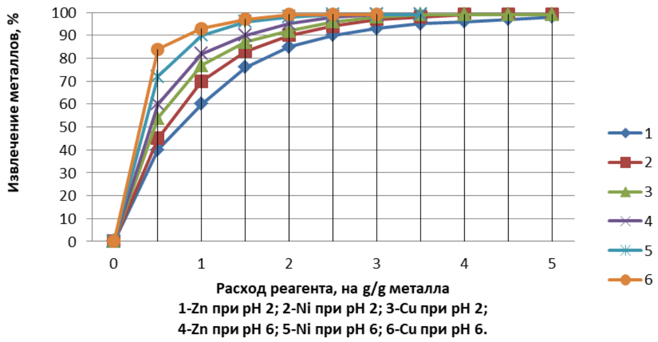


Рис. 4. Зависимость извлечения ионов металлов от расхода ДЭДТК-Na и *pH* среды

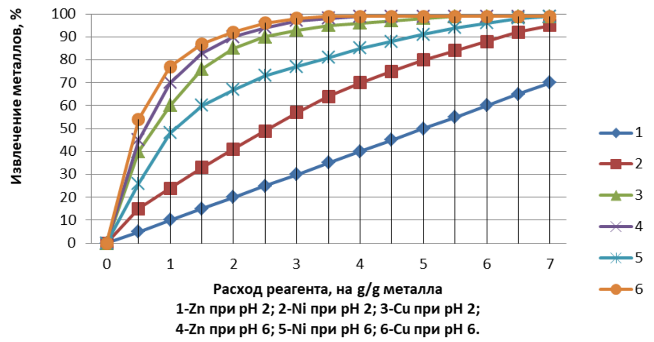


Рис. 5. Зависимость извлечения ионов металлов от расхода нафтеновой кислоты и *pH* среды

Исследования показали, что с увеличением расхода различных реагентов наблюдается увеличение степени извлечения металлов (рис.2-5). Наилучшие результаты получены при использовании реагента ДЭДТК-Na. На основании проведённых исследований установлено, что ионы металлов образуются в виде гидратированного катиона Me $(H_2O)^{+2}$, образование которых протекает по следующему механизму: при повышении *pH* среды протоны (ускорители заряженных частиц) гидратирующих молекул воды притягиваются к анионам ОН -, образуя воду, т.е. происходит реакция замещения одной гидратирующей молекулы воды на гидроксильную группу.

Из проведенных опытов наилучшие результаты получены при применении нафтеновой кислоты и ДЭДТК-Na. Реагент ДЭДТК-Na одновременно с собирательными свойствами, проявляет и пенообразующие свойства, на границе раздела вода – воздух.

Использование в качестве собирателя ДЭДТК-Na объясняется склонностью металлов, находящихся в водных растворах образовывать прочные соединения с данным реагентом, а не скоростью распада реагента. Взаимодействие металлов с ДЭДТК-Na протекает в результате следующих реакций:

$$Ni^{+2} + 2(C_2H_5)_2NC(S)SNa = [(C_2H_5)_2NC(S)S]_2Ni + 2Na^+,$$
$$Cu^{+2} + 2(C_2H_5)_2NC(S)SNa = [(C2H5)_2NC(S)S]_2Cu + 2Na^+,$$
$$Zn^{+2} + 2(C_2H_5)_2NC(S)SNa = [(C2H5)_2NC(S)S]_2Zn + 2Na^+,$$
$$Fe^{+2} + 2(C_2H_5)_2NC(S)SNa = [(C2H5)_2NC(S)S]_2Fe + 2Na^+.$$

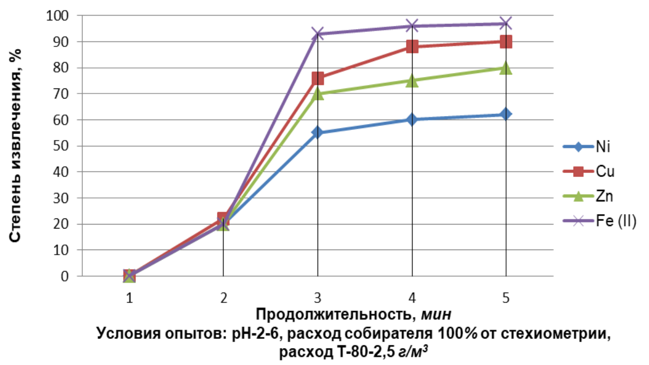


Рис. 6. Зависимость степени извлечения металлов от продолжительности флотации кислых стоков купоросного цеха МПЗ

Таблица 2

Расход собирателя и значение pH, при которых, достигается практически полное извлечение металлов в осадок соответствующих комплексов с ДЭДТК-Na

Расход собирателя	Значение *pH*			
	Никель	Цинк	Медь	Железо (II)
100% от стехиометрического количества	6	5,5	4	7
150% от стехиометрического количества	4	3,5	3	5

Изучено влияние продолжительности флотации на извлечение металлов при применении реагента ДЭДТК-Na. В результате проведенных опытов определено оптимальное время флотации кислых стоков купоросного цеха (технологических растворов) МПЗ при продолжительности 2, 4, 6, 8 *мин*. Результаты лабораторных исследований приведены на рис.6.

Полученные результаты показывают, что при продолжительности флотации 4-5 *мин*. ионы тяжелых цветных металлов извлекаются до 95%: меди - 90%, цинка - 80%, железа - 98%, никеля - 65%. Кинетика флотации не смачиваемых осадков описывается уравнением, являющимся аналогом уравнения кинетики химической реакции первого порядка. При этом на скорость процесса флотации влияют флотационные свойства извлекаемого материала, реагентный режим процесса и конструкция аппарата. О химическом характере взаимодействия ионов металлов с собирателем ДЭДТК-Na свидетельствуют высокие скорости протекания процесса. Максимальное извлечение ионов металлов в пенный продукт флотации достигается при 20-25*ºC*. Дальнейшее повышение температуры приводит к снижению извлечения вследствии увеличения растворимости сублата.

Для определения оптимального расхода собирателя были проведены эксперименты при различных расходах собирателя от стехиометрического количества. Результаты экспериментальных исследований показывают на то, что увеличение расхода собирателя, способствует увеличению извлечения металлов при низких значениях раствора: *pH*-4 для никеля, *pH*-3,5 для цинка, *pH*-3 для меди и *pH*-4 для железа (табл.2).

Выявлено, что с ростом концентрации собирателя наблюдается повышение степени извлечения металлов при низких значениях pH. Проведенные исследования показали, что метод эффективен для металлов при исходной концентрации ДЭДТК-Na 25 *г/м³* в широком интервале значений *pH*. Проведенные опыты по эффективному разделению металлов из растворов показывают, что применение ДЭДТК-Na не даёт положительных результатов из-за способности комплексообразования ДЭДТК-Na со всеми металлами одновременно, об этом свидетельствует качественный анализ полученных продуктов ионной флотации (рис. 7).

Одним из основных факторов, влияющим на эффективность ионной флотации является *pH* среды. Кислотность среды может влиять на процесс ионной флотации следующим образом: воздействием на растворимость сублата, изменением соотношения ион-собиратель, воздействием на устойчивость пены.

Результаты лабораторных исследований ионной флотации маточных растворов ЦПРМ МПЗ и спектры качественного анализа приведены в табл.3 и на рис.8. Из приведённых данных видно, что при изменении стехиометрического расхода собирателя, возможно, достичь 60-90 % извлечения металлов при различных значениях *pH*.

Таблица 3

Результаты ионной флотации маточных (технологических) растворов ЦПРМ МПЗ с применением ДЭДТК-Na

pH	Содержание металлов в растворе после ионной флотации, *г/дм³*			Выход пенного продукта, *г/дм³*	Степень извлечения металлов в пенный продукт, *%*		
	Mo	Cu	Fe^{+2}		Mo	Cu	Fe^{+2}
1	2,1	1,1	0,98	56	43,4	52	52
2	1,69	0,89	0,75	58	54,5	61,1	61,1
3	1,12	0,65	0,54	60	69,8	71,6	71,6
4	0,81	0,45	0,32	64	78,2	80,3	80,3
6	0,42	0,21	0,11	69	88,7	90,9	90,9

Условия проведения опытов: расход ДЭДТК-Na 100% от стехиометрического, продолжительност - 5 *мин*., расход Т-80 - 2,5 *г/м³*

Соперничество молекул воды и ионов собирателя зависит от их сродства к извлекаемому иону. Большинство простых не гидролизованных катионов легко гидратируются $Mex+(OH_2)y$, поэтому при низких *pH* гидролиз (химическая реакция разделения молекул вещества при взаимодействии с водой) минимален, гидратированная форма иона более устойчива, чем продукт взаимодействия с собирателем. Это особенно верно для ионов низкого заряда, которые меньше склонны к гидролизу. В этих случаях низкие значения *pH* не удовлетворительны для ионной флотации.

Ионная флотация возможна при более высоком значении *pH*, которая характерна для каждого катиона. Исследованием установлено, что при высоком значении *pH* вследствии гидролиза начинается изменение характера катионов. По видимому, увеличение концентрации гидроксильных ионов вызывает ионизацию гидратированных молекул. В результате становится возможным взаимодействие между менее гидратированным ионом и собирателем.

Одним из основных факторов, влияющим на эффективность ионной флотации является *pH* среды. Кислотность среды может влиять на процесс ионной флотации следующим образом: воздействием на растворимость сублата, изменением соотношения ион-собиратель, воздействием на устойчивость пены.

Результаты лабораторных исследований ионной флотации маточных растворов ЦПРМ МПЗ и спектры качественного анализа приведены в табл.3 и на рис.8. Из приведённых данных видно, что при изменении стехиометрического расхода собирателя, возможно, достичь 60 -90% извлечения металлов при различных значениях *pH*. Соперничество молекул воды и ионов собирателя зависит от их сродства к извлекаемому иону. Большинство простых не гидролизованных катионов легко гидратируются $Mex+(OH_2)y$, поэтому при низких *pH* гидролиз (химическая реакция разделения молекул вещества при взаимодей-

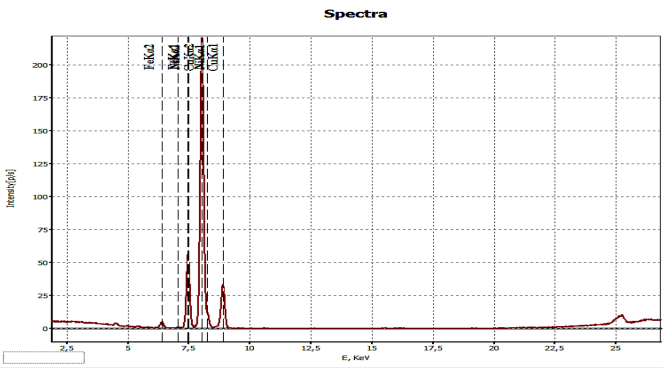


Рис.7. Спектры качественного анализа раствора после ионной флотации кислых стоков купоросного цеха МПЗ с ДЭДТК-Na

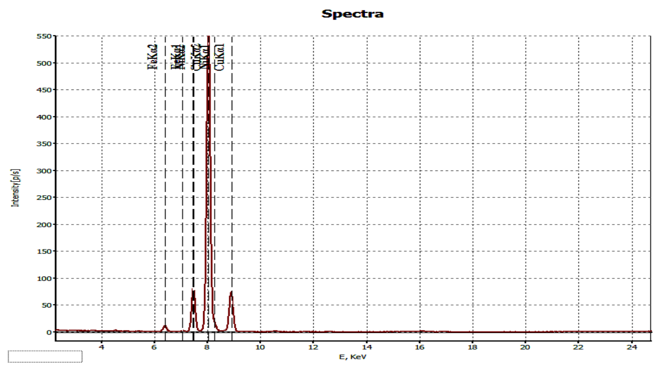


Рис.8. Спектры качественного анализа раствора после ионной флотации маточных растворов ЦПРМ МПЗ с применением ДЭДТК-Na

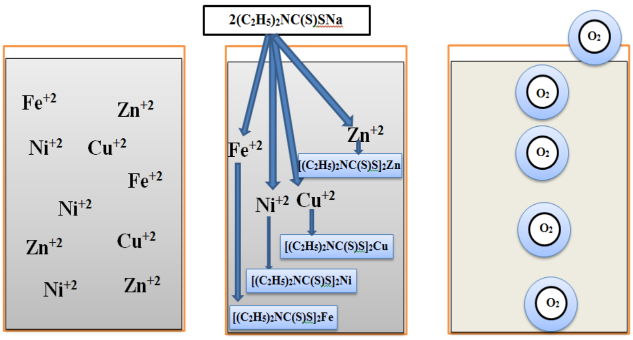


Рис. 9. Механизм образования гидрофобных и труднорастворимых осадков при взаимодействии ионов металлов с поверхностно-активными веществами (ДЭДТК-Na) при флотационном извлечении металлов из технологических растворов

ствии с водой) минимален, гидратированная форма иона более устойчива, чем продукт взаимодействия с собирателем. Это особенно верно для ионов низкого заряда, которые меньше склонны к гидролизу.

В этих случаях низкие значения *pH* не удовлетворительны для ионной флотации.

Ионная флотация возможна при более высоком значении *pH*, которая характерна для каждого катиона. Исследованием установлено, что при высоком значении *pH* вследствие гидролиза начинается изменение характера катионов. По-видимому, увеличение концентрации гидроксильных ионов вызывает ионизацию гидратированных молекул. В результате становится возможным взаимодействие между менее гидратированным ионом и собирателем.

Таким образом, определено, что перспективным методом извлечения и разделения соединений металлов, присутствующих в растворе, является ионная флотация. Метод характеризуется высокой производительностью, эффективностью, экономичностью и простотой операций. Возможно применение при низких концентрациях металлов (от 1 *мг/дм³*) в сбросных растворах медного производства. Установлены основные факторы и реагенты, влияющие на эффективность ионной флотации.

Наиболее приемлемым реагентом является ДЭДТК-Na при значениях *pH*=3-5, позволяющий добиться максимального извлечения ценных металлов.

Библиографический список:

1.Мухутдинова Т.З. Экономика природопользования/ - Казань: Изд-во Казанского национального исследовательского технологического университета. 2013. - 520 с.

2.Гольман А.М. Ионная флотация. М.: Недра, –1982. 144 с.

3. Холикулов Д.Б., Нормуротов Р.И., Ахтамов Ф.Э. Исследования по извлечению цветных металлов ионной флотацией из сбросных растворов // Горный вестник Узбекистана, – Навои, 2016, -№ 2 (65), С. 68-70.

4. Kholiqulov D.B., Yakubov M.M., BoltayevO.N. Research of the valuable components` extraction possibility from technological solutions copper production by method of ionic flotation // International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology, – India, 2019, -Vol. 6, Issue 6, June, -pp. 9565-9570.

5.Кузькин С.Ф., Гольман А.М. Флотация ионов и молекул // М.: Недра, 1971. 136 с.

6.Медяник Н.Л., Калугина Н.Л., Варламова И.А. Изучение возможности селективного извлечения меди методом известкования из сточных вод горных предприятий гидрометаллургического комплекса // Вестник Иркутского государственного технического университета. – 2010. Т. 42. № 2. -С. 188-193.

7.Вершкова Ю.А., Вершков А.В., Локшин Э.П., Маслобоев В.А. Флотационное извлечение РЗЭ из азотно-фосфорнокислых растворов // ИХТРЭМС КНЦ РАН. - Апатиты, 2000.- 12 е.- Деп. в ВИНИТИ 07.04.2000, № 942-В00.

8.Вершкова Ю.А., Вершков А.В., Локшин Э.П., Маслобоев В.А. Извлечение редкоземельных элементов из азотнокислотных растворов переработки Хибинского апатитового концентрата // ИХТРЭМС КНЦ РАН. - Апатиты, 2000,- 19 е.- Деп. в ВИНИТИ 07.04.2000, № 943- В00.

9.Вершков А.В., Вершкова Ю.А., Локшин Э.П., Маслобоев В.А. Некоторые кинетические характеристики ионной флотации редкоземельных элементов из растворов переработки Хибинского апатитового концентрата // ИХТРЭМС КНЦ РАН. - Апатиты, 2000,- 14 е.- Деп. в ВИНИТИ 07.04.2000, № 941- В00.

10.Вершкова Ю.А., Маслобоев В.А., Локшин Э.П. Исследование соосаждения редкоземельных элементов с гипсом экспериментально-статистическим методом // Тезисы докл. конференции "Металлургические технологии и экология", (Санкт-Петербург, 10 ноября 1999г.), - Руда и металлы, 1999. –С. 25-26.

11.Алексеева А.С., Ксенофонтов Б.С. Многостадийная модель ионной флотации // Universum: Химия и биология: электрон.научн. журн. –2015. № 6 – С. 14-16

12.Пугач О.П. Зелинская Е.В. Разделение стронция и кальция методом ионной флотации // Гидроминеральные ресурсы Восточной Сибири: Сб. науч. тр-Иркутск, 2002. –С. 63-69.

13.Медяник Н. Л., Варламова И. А., Калугина Н. Л., Строкань А. М. Прогнозирование флотационной активности реагентов для извлечения цинка и меди (II) по квантово-химическим дескрипторам // Известия высших учебных заведений. Горный журнал. 2011. № 3. – С. 83-89.

14.Чиркст Д.Э., Лобачёва О.Л., Черемисина О.В. Ионная флотация самария (3+) с додецилсульфатомнатрия // Вестник СПбГУ. Сер. 4, 2010, вып. 4. – С. 149-153.

15.Чиркст Д. Э., Лобачёва О.Л., Берлинский И.В. Извлечение и разделение ионов церия и иттрия из водных растворов методом ионной флотации // Журн. прикл. химии. –2009. Т. 82. № 8. – С. 1273-1276.

16.Medyanik N.L., GirevayaKh.Ya., BessonovaYu.A., ShevelinI.Yu. Patent RUS 2522630, 05.02.2013.

17.Шевелин И.Ю. Использование ионной флотации для очистки минерализованных промышленных вод // http://www.giab-online.ru/files/Data/2015/05/406_412.pdf

18.Манылова К.О., Чеканова Л.Г., Павлов П.Т., Байгачева Е.В. Ионная флотация цветных металлов с сульфонильными производными аминотиофенов // Известия вузов. Цветная металлургия. –2016. № 5, – С. 4-9.

УДК 622.3

СОВРЕМЕННЫЕ СПОСОБЫ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД



Санакулов К.,
генеральный директор
ГП «НГМК»,
д.т.н., профессор

Эргашев У.А.,
начальник технологического
отдела ГП «НГМК»,
д.т.н.

Хамидов Р.А.,
докторант
Навоийского государствен-
ного горного института

Yildan-yilga oson sianlanadigan oltin tarkibli rudalarning zahiralari muttasil kamayib bormoqda, shu bilan birga sanoatdagi texnologik murakkablik jihatdan turli omillar ta'sirida oddiy usulda qayta ishlab bo'lmaydigan oltinning ulushi esa ortib bormoqda, Ushbu maqolada tahlil qilingan adabiy manbalarga asoslanib, murakkab tarkibli oltin rudalarni qayta ishlashning zamonaviy usullari haqida umumiy ma'lumot berilgan. Texnologik jihatdan murakkab tarkibli oltinni ochish texnologiyalarining joriy etilishi sianlash jarayonida oltinni ajratib olish darajasini oshirish va shu bilan birga ekologik muammolarni hal qilish va ekspluatatsion xarajatlarni kamaytirishni ta'minlaydi.

Tayanch iboralar: *murakkab tarkibli oltin rudalar, oksidlovchi kuydirish, bakterial oksidlash, avtoklavda oksidlash, Albion jarayoni, azot kislotasi ta'sirida oksidlash, ozonlash, xlorlash, Leachox jarayoni, Nitroks jarayoni.*

Год за годом неуклонно уменьшаются запасы золотосодержащих руд легко подвергающихся цианированию, в то время как возрастает в промышленности доля золота, которое под действием различных факторов технологической упорности не поддается обычной переработке. На основании проанализированных литературных источников в данной статье приведен обзор современных методов переработки упорных золотосодержащих руд. Внедрение технологий по вскрытию технологически упорного золота позволяют увеличить извлечение золота при цианировании с одновременным решением вопросов экологии и сокращения эксплуатационных затрат.

Ключевые слова: *упорные золотосодержащие руды, окислительный обжиг, бактериальное окисление, автоклавное окисление, процесс «Albion», азотнокислое окисление, озонирование, хлорирование, процесс «Leachox», процесс «Nitrox».*

В течение последних десятилетий наблюдается снижение качества минерального сырья разрабатываемых месторождений. В связи с чем неуклонно растет значение освоения месторождений с низкосортными рудами: бедные, забалансовые, труднообогатимые, упорные. В последнее время увеличивается доля золота, извлекаемого из упорных руд, эффективная переработка которых требует разработку более сложных и совершенных схем, включающих предварительную обработку перед цианированием, обеспечивающую максимально полное вскрытие золота.

Благодаря все большему вовлечению в эксплуатацию данного типа сырьевых ресурсов уже сегодня наблюдается значительная тенденция прироста производства золота. В основном, этому способствует два фактора: во-первых, открытие крупных месторождений упорного золота с высоким содержанием ценного компонента, а во-вторых, промышленное внедрение современных технологий и научных разработок [1].

Таким образом, научно-технические задачи, стоящие перед современной золотодобывающей отраслью и направленные на решение проблем извлечения золота из упорных руд, могут быть отнесены к числу наиболее важных и актуальных во всем мире.

Современные технологии и способы переработки упорного золотосодержащего сырья

Невосприимчивость золотых руд к обычному цианированию определяется его минералогическим составом и способствует снижению извлечения ценного компонента. В связи с этим, учеными всего мира широко проводится комплекс исследований по разработке и внедрению в промышленном масштабе коммерчески эффективных методов извлечения золота из упорных золотосодержащих руд. Каждое конкретное золоторудное месторождение имеет исключительный характер минерализации, поэтому к ним нужен индивидуальный подход, необходимо проводить технологические исследования и разработать нетрадиционные методы переработки [2].

Классическими методами переработки упорных золотосодержащих руд являются обжиг сульфидного концентрата с последующим цианированием огарка, автоклавный метод вскрытия упорного золота и процесс бактериального окисления [3,4].

В виду растущей актуальности данной тематики в мире проводится большое количество работ и исследований по поиску наиболее эффективных методов вскрытия золота из упорных золотосодержащих руд.

Окислительный обжиг с последующим цианированием огарка

При обжиге флотационного концентрата сульфиды окисляясь превращаются в пористую хорошо проницаемую для цианистых растворов массу окислов. Последующее выщелачивание огарка обеспечивает эффективный перевод золота в раствор.

Обжиговый метод достаточно прост, хорошо освоен и по сей день применяется в Австралии, Канаде, ЮАР и других странах. Хотя данный способ имеет высокую степень десульфуризации, в последние годы наметилась устойчивая тенденция сокращения применения обжига для предварительной обработки упорного золотосодержащего сырья в связи с неизбежным загрязнением окружающей среды выбросами мышьяка и серы. Однако, для переработки упорных руд специалистами Навоийского горно-металлургического комбината была разработана и внедрена комбинированная технологическая схема с использованием окислительного обжига, которая существенно изменила положение по улучшению показателей газоочистки и технологических показателей в целом [5].

Вначале проводится процесс биоокисления флотоконцентрата. В результате вскрывается золото, ассоциированное с сульфидными минералами, которое извлекается на последующей стадии сорбционного цианирования, а основная часть мышьяка растворяется и затем переводится в твердое состояние в виде нерастворимого скородита ($FeAsO_4$). Далее твердый продукт сорбционного выщелачивания с низким содержанием мышьяка и серы подвергается окислительному обжигу, при котором удаляется углеродистое вещество и остаточные концентрации сульфидной серы и (частично) мышьяка, что приводит к тому, что на заключительной стадии сорбционного цианирования из обожженного материала (огарок) извлекается значительная часть золота. Запуск установки в эксплуатацию состоялся в августе 2019 года.

За счет внедрения процесса окислительного обжига в Навоийском горно-металлургическом комбинате удалось достичь поставленной цели по увеличению выпуска готовой продукции на заводе примерно на 10%.

Кроме того, сегодня в мире активно ведутся работы по обжигу сульфидных руд и концентратов в микроволновом поле [6,7]. Микроволновая энергия широко исследовалась в разных сферах обработки материалов. Она представляет нетрадиционный способ нагрева, основанный на диэлектрических свойствах облучаемого материала.

Золотосодержащие руды имеют сложный минеральный состав, в которых минералы имеют различные свойства нагрева под воздействием микроволн, что позволяет селективно нагревать отдельные участки породы. Это позволяет эффективно использовать микроволновую энергию для обжига сульфидных золотосодержащих концентратов.

В работе [8] была исследована микроволновая обработка упорного золотосодержащего концентрата. Результаты этой обработки были сопоставимы с результатами обычного обжига (с точки зрения извлечения золота и серебра), однако требуемое время обработки было уменьшено примерно в 6-9 раз. Это связано с тем, что золотосодержащие сульфиды хорошо поглощают микроволновую энергию и могут быстро нагреваться в микроволновом поле, что позволяет широко применять микроволновый обжиг для предварительной обработки упорных золотосодержащих концентратов.

В настоящее время в Навоийском государственном горном институте также проводятся исследования по возможности применения МВ процессов. Были проведены лабораторные тесты по микроволновой обработке особо упорного золотосодержащего концентрата. Опыты показали, что 30 минут микроволновой автоклавной обработки флотоконцентрата при температуре 190ºC позволяет повысить степень извлечения с 74,5 до 87,3% [9].

Автоклавный метод вскрытия упорного золота

Сущность автоклавного метода вскрытия упорного золота заключается в окислении золотосодержащих сульфидных концентратов в водной среде под действием кислорода при повышенных температурах и давлении. Ассоциированное с сульфидами тонкодисперсное золото освобождается и делается доступным выщелачиванию цианистым раствором.

Таблица 1

Предприятия, работающие по технологии автоклавного выщелачивания золотосодержащего сырья [12]

Завод	Компания	Страна	Сырье	Мощность, *т/сут*	ºC	Год пуска завода
Goldstrike	Barrick	США	руда	15000	225	1990
Campbell	Placer Dome	Канада	концентрат	71	190	1990
Porgera	Barrick	Новая Гвинея	концентрат	1,350	190	1991
Lihir	Newcrest	Новая Гвинея	руда/ концентрат	9000	210	1994
Twin Creeks	Newmont	CIF	руда	7260	225	1996
Macraes	Oceana Gold	Новая Зеландия	концентрат	20	225	1999
Killita	Agnico-Eagle	Финляндия	концентрат		190	2008
Amursk	Polymel	Россия	концентрат		190	2010

Главными факторами, определяющими скорость и степень окисления сульфидов в автоклаве, является температура и парциальное давление кислорода.

Автоклавное выщелачивание сульфидных золотосодержащих концентратов может осуществляться как в кислой, так и в щелочной средах [10].

Первая промышленная установка POX (Pressure oxidation) для переработки упорного золотосодержащего сырья была построена на предприятии МакЛафлин Голд Майн (США) в 1986 году [11]. В настоящее время практика автоклавного вскрытия упорного золота применяется в таких странах как Канада, США, Новая Гвинея, Новая Зеландия, Финляндия, Россия и др. (табл. 1).

Автоклавный метод вскрытия имеет следующие преимущества: отсутствие газовых выбросов соединений мышьяка и серы; вывод мышьяка в виде малотоксичного арсената железа, сброс которого возможен в обычное хвостохранилище; малая чувствительность к присутствию в сырье таких примесей, как сурьма и свинец (снижающих извлечение золота в случае применения обжига); возможность переработки, как флотационных концентратов, так и непосредственно руд.

Бактериальное окисление с последующим цианированием

Еще одним стремительно развивающимся направлением в области переработки упорного золотосодержащего сырья является бактериальное окисление. В настоящее время разработкой процессов бактериального окорганизаций в таких странах, как ЮАР, Гана, Зимбабве, Австралия, Узбекистан, США, Бразилия, Канада, Россия, Перу, Китай и др.

Таблица 2

Заводы с бактериальным окислением упорного золотосодержащего сырья в мире

Предприятие	Страна	Технология	Сырье	Мощность, *т/сут*	Год пуска завода
Fairview	ЮАР	BIOX	концентрат	10 35 62	1986 1991 1999
Wiluna	Австралия	BIOX	концентрат	115 154	1993 1996
Ashanti-Sansu	Гана	BIOX	концентрат	720 960	1994 1995
Younmi	Австралия	BacTech	концентрат	120	1994
Beaconsfield	Австралия	Mintek/ BacTech	концентрат	68	1998
Olympiada	Россия	Bionord	концентрат	1000	2001
Laizhou	Китай	Mintek/ BacTech	концентрат	100	2001-2004
Agnes	ЮАР	GEOCOAT Кучное биовыщелачивание	руда	50	2003
Fosterville	Австралия	BIOX	концентрат	211	2005
Suzdal	Казахстан	BIOX	концентрат	520	2005
Jinfeng	Китай	BIOX	концентрат	790	2007
НГМК	Узбекистан	BIOX	концентрат	1069 2138	2008 2011

Типичный цех биологического окисления для переработки флотационного концентрата включает в себя следующие операции: подготовка исходного продукта к выщелачиванию, непосредственно процесс биоокисления в реакторе, промывка биокека противоточной декантацией и нейтрализация кислых стоков [13].

Среди достоинств данной технологии можно отметить небольшой расход реагентов, простота обслуживания и, соответственно, низкие эксплуатационные и капитальные затраты и др. [14].

Основной недостаток применения технологии биоокисления – большая продолжительность процесса. Кроме того, биовыщелачивание из-за своей низкой интенсивности и больших потребных объемов аппаратуры применимо лишь к концентратам.

Процесс «Альбион» (Albion Process)

Процесс «Альбион» - технология австралийской компании «Xstrata» по переработке упорного золотосодержащего сырья, представляющая собой комбинацию ультратонкого измельчения концентрата и окисления кислородом без давления и внешнего нагрева. Процесс применим для руд с тонковкрапленным золотом, ассоциированным с сульфидными минералами железа и мышьяка [15]. Схема переработки упорных концентратов по технологии «Альбион» приведена на рис. 1.

Измельчение концентрата проводится в бисерных мельницах по технологии «Isamill» до крупности 80% -10 *мкм*. Данные мельницы отличаются высокой пропускной способностью и высоким коэффициентом преобразования энергии. Применение ультратонкого помола значительно увеличивает площадь поверхности минералов концентрата, за счет чего происходит механохимическая активация сульфидов, что обеспечивает высокую скорость последующего процесса окисления.

Окисление тонкоизмельченного концентрата проводится в нескольких последовательно установленных чанах, оборудованными мешалками, при атмосферном давлении. Для окисления сульфидов в чаны подается технически чистый кислород. За счет активного протекания химических реакций происходит самопроизвольный нагрев пульпы до температуры более 80˚*С*, но ниже температуры кипения воды, т.е. процесс «Альбион» является автотермическим.

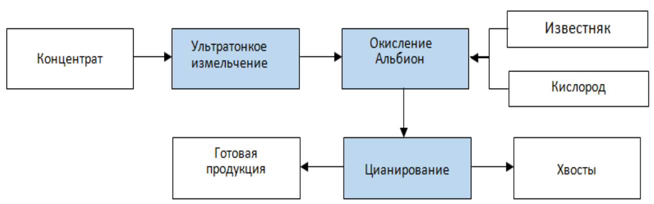


Рис. 1. Схема переработки упорных сульфидных золотосодержащих концентратов по технологии «Альбион»

Окисление сульфидных минералов в реакторах протекает по следующим реакциям [16]:

$2FeS_2 + 7,5O_2 + H_2O = Fe_2(SO_4)_3 + H_2SO_4$

$2FeAsS + 5,5O_2 + H_2O = 2HAsO_2 + 2FeSO_4$

$2FeSO_4 + 0,5O_2 + H_2SO_4 = Fe_2(SO_4)_3 + H_2O$

$HAsO_2 + Fe_2(SO_4)_3 + 2H_2O = H_3AsO_4 + 2FeSO_4 + H_2SO_4$

Процесс «Альбион» проводится в относительно нейтральной среде. Однако при окислении сульфидов выделяется серная кислота, которая подкисляет раствор. Поэтому для поддержания *pH* раствора на уровне 5-7 в реакторы добавляется известь (известняк). Таким образом, в общем виде окисление сульфидов по данной технологии может быть описано следующими уравнениями реакций:

$2FeS_2 + 7,5O_2 + 9H_2O + 4CaCO_3 = 2FeOOH + 4CaSO_4 \times 2H_2O + 4CO_2$

$FeAsS + 3,5O_2 + 2H_2O + CaCO_3 = FeAsO_4 + CaSO_4 \times 2H_2O + CO_2$

В связи с тем, что процесс «Альбион» проводится в относительно нейтральной среде, практически вся сера, переходящая в раствор при окислении сульфидов, осаждается в виде гипса. За счет того, что данный процесс протекает при повышенной температуре (более 80°*С*), осаждение железа и мышьяка из растворов протекает с образованием гетита и скородита, которые имеют кристаллическую структуру, являются инертными по отношению к цианиду натрия и экологически безопасными соединениями мышьяка.

Преимуществом процесса «Альбион» перед рядом других традиционных процессов разложения сульфидных минералов является относительная инертность продуктов окисления по отношению к цианиду и их экологическая безопасность.

На основе процесса «Альбион» в 2010г в Испании и в 2011г в Германии были запущены две обогатительные фабрики по производству цинка. В 2012 г запущена первая фабрика по переработке упорно -золотосодержащих руд в Доминиканской республике, позднее – в Армении.

Исследования показали, что технология «Альбион» позволяет с относительно небольшими капитальными вложениями организовать переработку упорных продуктов. Возможна организация локального производства небольшой мощности, что позволит вовлекать в переработку средние и малые месторождения упорного золота.

Высокотемпературная кислородно-известковая обработка

Заслуживает внимание еще один способ переработки упорного золотосодержащего сырья основанный на обработке тонкоизмельченного материала крупностью минус 20 *мкм* кислородом и окисью кальция либо углекислым кальцием при температуре 75-80°*С* и атмосферном давлении. Важной особенностью при высокотемпературной кислородно-известковой обработке является то, что процесс может осуществляться как в кислой, так и в щелочной среде (рис.2).

Реакции окисления пирита и арсенопирита в кислой среде происходят по уравнениям:

$4FeS_2 + 15O_2 + 2H_2O = 2Fe_2(SO_4)_3 + 2H_2SO_4;$

$4FeS_2 + 9O_2 + 2H_2SO_4 = 2Fe_2(SO_4)_3 + 2H_2O + 4S;$

$4FeAsS + 11O_2 + 2H_2O = 4HAsO_2 + 4FeSO_4.$

Реакциями при окислении пирита и арсенопирита в щелочной среде являются:

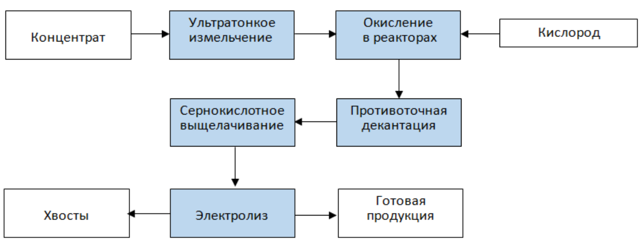
$4FeS_2 + 15O_2 + 2H_2O + 8CaO = 4FeO(OH) + 8CaSO_4;$

$4FeS_2 + 9O_2 + 2H_2O + 4CaO = 4FeO(OH) + 4CaSO_4 + 4S;$

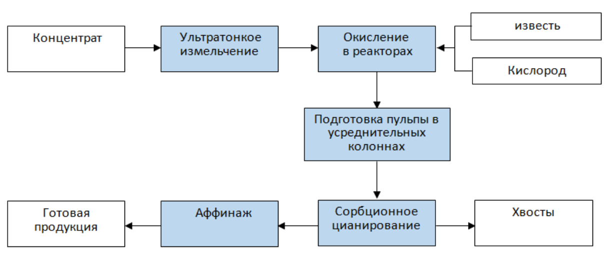
$2FeAsS + 7O_2 + 2CaO = 2FeAsO_4 + 2CaSO_4.$

Кислотный процесс в силу технологических особенностей по извлечению ценных компонентов применяется при получении таких металлов как медь, цинк, никель и кобальт, представленных в форме сульфидных концентратов.

Щелочной процесс применяется для извлечения благородных металлов, представленных в форме упорных сульфидных или карбонатных руд, которые невозможно перерабатывать по технологии стандартного сорбционного цианирования. Щелочной процесс применим для вскрытия таких минералов как пирит, арсенопирит, селениды или теллуриды.



а) окисление пирита в кислой среде при извлечении цветных металлов



б) окисление пирита в щелочной среде при извлечении благородных металлов

Рис. 2. Схема переработки упорных сульфидных концентратов с применением высокотемпературной кислородно-известковой обработки

Технология «Нитрокс» (Process Nitrox)

Один из возможных методов гидрометаллургической переработки упорного сульфидного сырья является использование азотной кислоты для окисления материалов без применения высокого давления или тонкого помола, так как HNO_3 является одним из наиболее эффективных окислителей и выщелачивающих агентов.

К данному методу можно отнести процесс «Нитрокс», который предусматривает обработку упорного золотосодержащего сырья азотной кислотой в течении 1-2 часа в присутствии воздуха при атмосферном давлении и последующее цианирование [17]. При такой обработке пирит и арсенопирит, содержащиеся в руде, эффективно окисляются, что способствует увеличению извлечения золота при цианировании от 30% до 90% [18].

Азотно-кислое окисление пирита и арсенопирита по данной технологии протекает по следующим реакциям [19]:

$FeS_2 + 8HNO_3 = Fe(NO_3)_3 + 2H_2SO_4 + 2H_2O + 5NO$,

$2FeS_2 + 10HNO_3 = Fe_2(SO_4)_3 + H_2SO_4 + 4H_2O + 10NO$,

$FeS_2 + 18HNO_3 = Fe(NO_3)_3 + 7H_2O + 2H_2SO_4 + 15NO_2$,

$2FeS_2 + 8HNO_3 = Fe_2(SO_4)_3 + S^0 + 8NO + 4H_2O$,

$FeAsS + 17HNO_3 = Fe(NO_3)_3 + H_3AsO_4 + H_2SO_4 + 14NO_2 + 6H_2O$,

$FeAsS + 14HNO_3 = FeAsO_4 + H_2SO_4 + 14NO_2 + 6H_2O$,

$3FeAsS + 12HNO_3 = 3FeAsO_4 + 2H_2SO_4 + S° + 12NO + 4H_2O$.

Образовавшийся в процессе окисления NO взаимодействуя с кислородом окисляется до NO_2, который используется для производства азотной кислоты:

$2NO + O_2 = 2NO_2$

$3NO_2 + H_2O = 2HNO_3 + NO$

Как и все ряд других технологий по переработке упорного золотосодержащего сырья, технология «Нитрокс» также имеет свои преимущества и недостатки. К числу преимуществ данного процесса можно отнести простоту условий окисления, так как процесс осуществляется при атмосферном давлении, возможность регенерации газов NOx до HNO_3, высокое извлечение золота при последующем цианировании, высокая рециркуляция раствора азотной кислоты. Недостатком этого процесса является его сложная система регенерации и высокие инвестиции.

Прочие методы и технологии по переработке упорного золотосодержащего сырья.

На ряду с процессом «Альбион», упомянутым выше, известен также процесс «Leachox» [20], который в себе сочетает флотационное обогащение, ультратонкое измельчение, окисление без дополнительного нагрева при атмосферном давлении и, собственно, процесс выщелачивания. Процесс «Leachox» по переработке упорных золотосодержащих руд и концентратов разработан и запатентован британской компанией Maelgwyn Mineral Services Ltd (MMS) около десяти лет назад. Процессы «Альбион» и «Leachox» во многом схожи, их различием является техническое оснащение и аппаратурное оформление.

По технологии «Leachox» измельченный до крупности 10-20 *мкм* концентрат подвергается окислению в специальных реакторах Aachen. В них происходит окисление измельченного флотоконцентрата за счет ускорения массового переноса и ультратонкой диспергации кислорода в пульпу с использованием керамических вкладышей, увеличивающих скорость сдвига в зоне смешивания. Как итог, в аппарате образуются очень мелкие пузырьки, которые и обеспечивают высокую степень окисления сульфидов. Окисленный продукт подвергается выщелачиванию в колоннах, разработанных компанией Maelgwyn Mineral Services Ltd.

Впервые переработка по процессу “Leachox” была организована на руднике Agnes в ЮАР. Затем система “Leachox” была запущена еще на одной золотоизвлекательной фабрике в ЮАР - TGME компании Simmer & Jack. В целом сегодня процесс “Leachox” или циклы выщелачивания с использованием ректоров “Aachen” работают на целом ряде африканских предприятий: “Loulo” и “Morila” в Мали (Randgold Resources - Barrick Gold), Tongon в Кот-д'Ивуаре (Randgold Resources - Barrick Gold), на Kibali в Демократической Республике Конго (Randgold Resources - Barrick Gold), Barberton Mines в ЮАР (Pan African Resources), New Liberty в Либерии (Avesoro Resources).

Процесс “Leachox” по сравнению с традиционными гидрометаллургическими методами окисления (автоклавное, бактериальное) характеризуется низким уровнем извлечения золота и поэтому его внедрение не всегда обосновано.

В работе [21] описан способ окисления упорного золотосодержащего сырья хлорированием. Водные растворы хлора обладают сильными окислительными способностями и широко используются в качестве окислителей при обработке воды и отходов. Хлорирование углеродистых золотосодержащих руд было разработано ещё в конце 1960-х годов и успешно применялось с 1971 года на двух фабриках в Неваде. В этом случае хлор использовался для деактивации углеродистого материала, поглощающего растворенное золото. Механизм деактивации, или пассивации, природного углерода в рудах до конца не изучен.

Во время хлорирования поверхности органического углерода модифицируются хлором либо путем образования хлороводородного слоя, либо путем образования карбонильных структур, состоящих в основном из карбоксильных групп (COOH). Эти поверхностные группы пассивируют углерод, блокируя активные поверхности адсорбции. Предполагается, что ионизация поверхностных групп (таких как COOH) в щелочном растворе приводит к отрицательному заряду на поверхности органического материала, таким образом отталкивая отрицательно заряженные ионы Au (I) цианида. Водные растворы хлора легко окисляют все сульфиды, связанные с золотом. Реакция окисления пирита протекает при том же *pH*, что и при пассивации углерода (pH 3-5) [22]:

$$2FeS_2 + 15HOCl + 7H_2O = 2Fe(OH)_3 + 23H^+ + 4SO_4^{2-} + 15Cl^-$$

Другие сульфиды реагируют аналогичным образом, где сера окисляется до сульфатной формы.

Однако, хлорирование не является экономичным методом обработки упорных сульфидных руд из-за чрезмерного потребления хлора. Например, руда, содержащая 1% сульфидной серы в качестве пирита, будет потреблять 82 *кг* Cl_2 на тонну упорного сырья, в том случае если пирит полностью окислится. Если такое же количество серы присутствует в виде пирротина, который также будет полностью окислен, то для этой цели потребуется более 100 *кг* Cl_2.

Кроме перечисленных выше методов известен также метод озонирования упорных руд и концентратов, предшествующего стадии цианирования. В работе [23] авторами оценено использование озона в качестве альтернативного окислителя для упорного золотосодержащего сырья. Окисление упорных руд озоном следует отнести к тем же химическим механизмам, что и механизмы окисления под давлением. Сульфиды окисляются до сульфатной формы, углеродистый материал (органический углерод) пассивируется для снижения его адсорбционных характеристик по отношению к растворенному золоту.

Поскольку пирит и арсенопирит являются основными упорными минералами в золотых рудах, они растворяются в кислой среде в присутствии подходящего окислителя. Озон имеет высокий окислительный потенциал (2,07 *В*) и способен окислять и растворять сульфиды. Продуктами окисления сульфидов могут быть растворимые сульфат-ионы (в кислых условиях, $pH < 2$) или твердые гидроксиды/оксиды железа ($pH > 2$). Поэтому кислая среда является наиболее предпочтительной. Процесс окисления пирита и арсенопирита происходит следующим образом:

$2FeS_2 + 5O_3 + 2H_2O = 2Fe^{3+} + 4SO_4^{2-} + 2H^+$;

$FeAsS + 7O_3 + H_2O + H^+ = Fe^{3+} + SO_4^{2-} + H_3AsO_4 + 7O_2$.

Известен также способ переработки сложных по составу сульфидных руд галогенированием, включающий обработку хлоридом натрия исходного материала, предварительно отожженного с целью снижения содержания сульфидной серы до оптимального предела 2-5%, который необходим для образования элементарного хлора по реакциям:

$2FeS_2 + 4NaCl + 2O_2 = 2Na_2S + 2FeCl_2 + SO_2$

$2NaCl + SO_2 + O_2 = Na_2SO_4 + Cl_2$

Максимальная степень отгонки золота в газовую фазу достигается при 900-1000 *°С* и продолжительности процесса 1,5-2,4 *ч*.

Выход золота в возгон составляет 97 - 99%. Последующим водным выщелачиванием хлоридных возгонов золото восстанавливается до металла, а хлориды мышьяка, железа, свинца, цинка, сульфат натрия переходят в фильтрат, который подвергают сложной многоступенчатой гидрометаллургической переработке.

Суммарное содержание золота и хлорида серебра в нерастворимом остатке (кеке) водного выщелачивания составляет несколько процентов, что позволяет эффективно осуществлять плавку кека на металлическое черновое золото. Недостаток этого способа – его многостадийность и сложность, в том числе по техническому оснащению, так как реализация способа требует эффективной системы пыле- и газоулавливания, газоочитски, переработки золотосодержащих хлористых возгонов, а также многоступенчатой переработки фильтратов, содержащих хлориды тяжелых металлов и мышьяка.

Выше была описана технология «Нитрокс», которая для вскрытия упорного золота применяет азотнокислую переработку. Помимо данной технологии, метод азотнокислого окисления использован рядом аналогичных технологий, но с некоторым отличием: процесс ARSENO использует в качестве окислителя сжатый воздух, его подвид ARSENO - REDOX PROCESS® для устранения образования элементарной серы предусматривает проведение процесса окисления при температуре выше 180°C, процесс HMC для окисления сульфидов использует смесь солей азотной и соляной кислот. Данные способы характеризуются высокой эффективностью, но, несмотря на это, обладают и рядом существенных недостатков, в силу чего на сегодняшний день не применяются.

Проблема извлечения благородных металлов из технологически упорных руд и концентратов, не поддающихся обработке простыми, общепринятыми в промышленной практике методами, является одной из наиболее важных в золотодобывающей промышленности.

Решение поставленной задачи должно исходить из принципов, во-первых, экономической целесообразности, а во-вторых, экологичности технологического процесса.

В мире существует множество методов и технологий по переработке упорного золотосодержащего сырья, о чем свидетельствуют публикации различных исследований.

При выборе того или иного способа обработки упорных руд, необходимо помнить, что каждое месторождение носит свой исключительный характер минерализации, что требует к нему индивидуального подхода.

Необходимо знать причины технологической упорности, чтобы подобрать наиболее эффективный способ вскрытия заблокированного золота. В этих условиях современный научно-технический потенциал создал основу для исследователей всего мира на разработку новейших перспективных методов переработки при разработке месторождений с упорными золотосодержащими рудами.

Библиографический список:

1.Санакулов К.С., Эргашев У.А. Теория и практика освоения переработки золотосодержащих упорных руд Кызылкумов – Ташкент, 2014. 297 с.

2.Санакулов К.С. Особенности технологии извлечения металла из упорных и особо упорных золото-сульфидмышьяковистых руд. Горный вестник Узбекистана. -2014. -№2. С. 33-36.

3.Подейщиков В.В. Технология извлечения золота и серебра из упорных руд: в 2-х томах. – Иркутск: Иргиредмет, 1999.

4.Asamoah R.K., Amankwah R.K. and Addai-Mensah J. Cyanidation of refractory gold ore: a review. 3rd UMaT Biennial International Mining and Mineral Conference. – 2014. - 4 p.

5.Санакулов К.С., Эргашев У.А., Доберсек А. Совершенствование технологии переработки углистых золото мышьяковистых руд Узбекистана. Горный журнал – Москва, 2018 - №9 – С. 61-63.

6.Xiaoliang Zhang, Chunbao Sun, Yi Xing, Jue Kou, Min Su, 2018. Thermal decomposition3 behavior of pyrite in a microwave field and feasibility of gold leaching with generated elemental sulfur from the decomposition of gold-bearing sulfides, Hydrometallurgy, Volume 180, pp. 210-220.

7.Nan Hu, Wei Chen, De-xin Ding, Feng Li, Zhong-ran Dai, Guang-yue Li, Yong-dong Wang, Hui Zhang, Tao Lang, 2017. Role of water contents on microwave roasting of gold bearing high arsenic sulphide concentrate, International Journal of Mineral Processing, Volume 161, pp. 72-77.

8.Haque, K.E. Microwave irradiation pretreatment of a refractory gold concentrate. Proceedings. International Symposium on Gold Metallurgy. 1987. Winnipeg, Canada. pp. 327–339.

9.Санакулов К.С., Фузайлов О.У., Кенбаева Ж.А. Микроволновая обработка сульфидных золотосодержащих концентратов. Горный вестник Узбекистана. – 2020. -№1. С. 53-56.

10.Набойченко С.С., Шнеерсон Я.М. и др. Автоклавная гидрометаллургия цветных металлов. Екатеринбург. ГОУ ВПО УГГУ-УПИ. -2009. Т.2. С. 353.

11. Thomas K.G. “Pressure oxidation overview” in Developments in Mineral Processing (ed; M D Adams). –2005. pp. 346-369.

12. Бодуэн А.Я., Фокина С.Б., Петров Г.В., Серебряков М.А. Современные гидрометаллургические технологии переработки упорного золотосодержащего сырья. Современные проблемы науки и образования. – 2014. – № 6.

13. Miller P. and Brown A. “Bacterial oxidation of refractory concentrates”, in Developments in Mineral Processing (ed; M D Adams). – 2005. pp. 403-433.

14. Крылова Л.Н., Вигандт К.А., Сароханова Л.Е., Адамов Э.В., Чжэн Чжихун. Достоинства и недостатки применения технологий биоокисления сульфидных концентратов. Цветные металлы. –2013. –№11. С. 32-36.

15. Alan Taylor. Прогресс в области переработки упорных и комплексных золотосодержащих руд. Перевод: Верхохин С.С., АО «Иргиредмет». 2018г. https://zolotodb.ru/article/11790

16. Сенченко А.Е., Аксенов А.В., Васильев А.А., Середкин Ю.Г. Технология переработки упорных золотосодержащих концентратов на основе ультратонкого измельчения и атмосферного окисления. Институт ТОМС, Иркутск, Россия. https://www.albionprocess.com/ en/ downloads/T echnicalPapers/ TECHNOLOGY- FOR- PROCESSING- REFRACTORY- GOLD- CONTAINING-CONCENTRATES -IMPC_TOMS-institute_paper-398-Russian-version-2.pdf

17. LI, D.-X. Developments on the pretreatment of refractory gold minerals by nitric acid. World Gold Conference 2009, The Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 2009.

18. PRASSAD, M.S., MENSAH, B.R., and PIZARRO, R.S. Modern trends in gold processing overview. Minerals Engineering, vol. 4, no. 12, 1991. pp. 1257-1277.

19. Denis A. Rogozhnikov, Andrei A. Shoppert, Oleg A. Dizer, Kirill A. Karimov and Rostislav E. Rusalev. Leaching Kinetics of Sulfides from Refractory Gold Concentrates by Nitric Acid. Metals. 2019.

20. С.С. Верхозин. LEACHOX — процесс переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов. Обзор. Золотодобыча, №251, Октябрь, 2019. https://zolotodb.ru/article/12208

21. John O. Marsden, C. Iain House. The Chemistry of Gold Extraction. Second Edition. 2006. USA.

22. Sibrell,P.L., R.Y.Wan, J.D.Miller. 1990. Spectroscopic analysis of passivation reactions for carbonaceous matter from Carlin Trend ores. In Preceedings of Gold 1990 Symposium. pp. 355-364.

23. Bazhko, V. and Yahorava, V. (2017). Evaluation of ozonation technology for gold recovery and cyanide management during processing of a double refractory gold ore. Journal of the Southern African Institute of Mining and Metallurgy, 117(8), pp. 749-756.

УДК 622.7

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ СВИНЦА ИЗ КОНВЕРТЕРНОЙ ПЫЛИ

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

Хасанов А.С.,
зам. директора по науке НПО – руководитель научно-технического центра НПО АО АГМК
д.т.н., профессор

Мирзанова З.А.,
начальник лаборатории научно-технического центра НПО АО АГМК

Ushbu maqolada "OKMK" AJ mis eritish zavodida misni konverterlash jarayonining chiqindi gazlarini tozalash natijasida hosil bo'ladigan changlardan qo'rg'oshinni ajratib olish jarayonlarini o'rganish va tadqiq qilish natijasida qo'rg'oshin ishlab chiqarish texnologiyasining ko'rsatkichlari yoritilgan. Konverter changining kimyoviy tarkibi o'rganilib va uning kimyoviy va fizikaviy hossalariga asoslanib qayta ishlashning ratsional texnologiyasi ishlab chiqildi. Yaratilgan texnologiya bo'yicha mis va rux dastlab sulfat kislotada tanlab eritmaga o'tkazish orqali ajratib olindi. Cho'kmadan esa qo'rg'oshin tuzli eritmaga o'tkazilib, eritmadan karbonlash orqali cho'kmaga tushirilib, qo'rg'oshin karbonatini kuydirish va tiklovchi muhitda eritish natijasida metall holdagi qo'rg'oshin olindi.

Tayanch iboralar: *texnogen chiqindi, chang, tanlab eritmaga o'tkazish, pirometallurgiya, gidrometallurgiya, sulfat kislotasi, tuz, karbonlash, ajralish, eritma, cho'kma, texnologik sxema.*

В данной статье показаны параметры технологии получения свинца в результате изучения и исследования пыли, образующейся при очистке отходящих газов процесса конвертирования медеплавильного производства АО "АГМК". Изучив химический состав конвертерной пыли и основываясь на ее химические и физические свойства была разработана рациональная технология по ее переработке. Согласно предложенной технологии вначале цинк и медь переводят в раствор сернокислотным выщелачиванием. Из оставшегося кека свинец сначала переводят в солевой раствор, а затем карбонизацией осаждают в виде карбоната свинца, который прокаливается и плавится в востановительной среде до получения металлического свинца.

Опорные слова: *техногенные отходы, пыль, выщелачивание, пирометаллургия, гидрометаллургия, серноя кислота, соль, карбонизация, разделение, раствор, осадок, технологическая схема.*

Известны многочисленные отходы цветной металлургии (отвалы, шлаки, шламы, пыль, клинкер и др.), которые из экономической, а также экологической точек зрения, выгодно и необходимо утилизировать. В данной статье приведен анализ известных способов и предложены новые технологические решения по автономной переработке тонкой пыли медеплавильного завода АО «Алмалыкский ГМК», представляющие собой техногенные месторождения уникального по составу полиметаллического сырья, которое по настоящее время практически не используется. Актуальность и новизна проблемы переработки таких отходов в неуклонном росте их объемов и отсутствии эффективной технологии переработки. Предлагаемые авторами решения позволяют из указанного сырья селективно извлекать свинец, медь и цинк и определяют технологию как природоохранную и диверсификационную.

Научно-технический прогресс в современном мире сопровождается резким увеличением потребления природных ресурсов и одновременным ростом количества производственных отходов, проблема рационального использования которых теснейшим образом связана с эффективностью промышленного производства, защитой окружающей среды и новыми разработками в области утилизации отходов.

Применяемые технологии утилизации отходов в развитых странах на 90-98% ориентированы на вывоз их на свалки и хвостохранилища, сжигание в утилизационных энергетических установках или неэффективном использовании на действующих металлургических предприятиях, основным недостатком которых являются пыле-газовые выбросы и связанные с этим потери ценных элементов и др. Кроме этого, свалки и хвостохранилища требуют отвода значительных земельных участков и нарушают экологическую ситуацию в прилегающих районах.

Узбекистан уверенно встал на путь поиска, разработки, совершенствования и внедрения технологий переработки минерального и техногенного вторичного сырья. Алмалыкский горно-металлургический комбинат – жемчужина страны [1], убедившись на собственном опыте, что рыночные отношения зовут к инициативе, разумному риску, внедрению новых разработок, выбрал для себя в т.ч. один из направлений деятельности – вовлечение в переработку отходов производства (пыли медеплавильного производства, хвостов медной обогатительной фабрики, шлаков, клинкера и др.). Этих и других отходов образуется и скопилось на комбинате сотни тысяч и десятки *млн. тонн* [2].

На медеплавильных производствах одна из проблем – улавливание, очистка и утилизация пыле-газовых выбросов.

Таблица 1

Химический состав конвертерной пыли некоторых медеплавильных предприятий

Предприятие	Содержание, %				
	Cu	Zn	Pb	Fe	As
Карабашский медеплавильный завод, *Ausmelt*	1,22	28,45	4,88	2,42	-
Среднеуральский медеплавильный завод	1,7	31,7	25,5	0,3	2,2
Цех ППМ ОАО «Уралэлектромедь»	31,4	15,7	7,4	7,8	0,1
Жезказганский медеплавильный завод	3,73	-	42,93	-	-
БГМК ТОО «Корпорация Казахмыс»	1,9	7,79	35,62	-	-
Медеплавильный завод АО «АГМК»	2,2	14,7	31,56	0,46	-

Таблица 2

Результаты химического анализа конвертерной пыли МПЗ АО «АГМК»

Компонент	Pb	Cu	Zn	Fe	SiO_2	$S_{общ}$	S_{SO4}	MgO	CaO	Cd
Содержание, %	31,56	2,2	14,7	0,46	0,65	11,47	8,52	0,33	2,84	0,19

Пыль, улавливаемая в электрофильтрах, в основном содержит сульфаты металлов, которые нарушают автогенность плавки и способствуют понижению температуры процесса, то есть снимают проблему с избытком тепла в плавильной печи. Поэтому пыль часто используют в обороте, заворачивая их в плавильную печь. Между тем, построены и успешно работают заводы по автономной переработке пыли медеплавильных производств в РФ (Кировоград), США (Вайоминг), Японии, где реализована идея использования лишь части пыли в качестве оборотной, а остальная часть перерабатывается автономно и показывает высокие технико-экономические показатели. В табл. 1 приведен химический состав конвертерной пыли отечественной и некоторых зарубежных медеплавильных предприятий.

На медеплавильном заводе АО «Алмалыкский ГМК» практические рекомендации по переработке тонкой пыли электрофильтров до сих пор отсутствуют.

В данной статье показана возможность эффективной автономной комплексной переработки тонкой пыли медеплавильного завода АО «Алмалыкский ГМК», как ресурсосберегающее и природоохранное мероприятие.

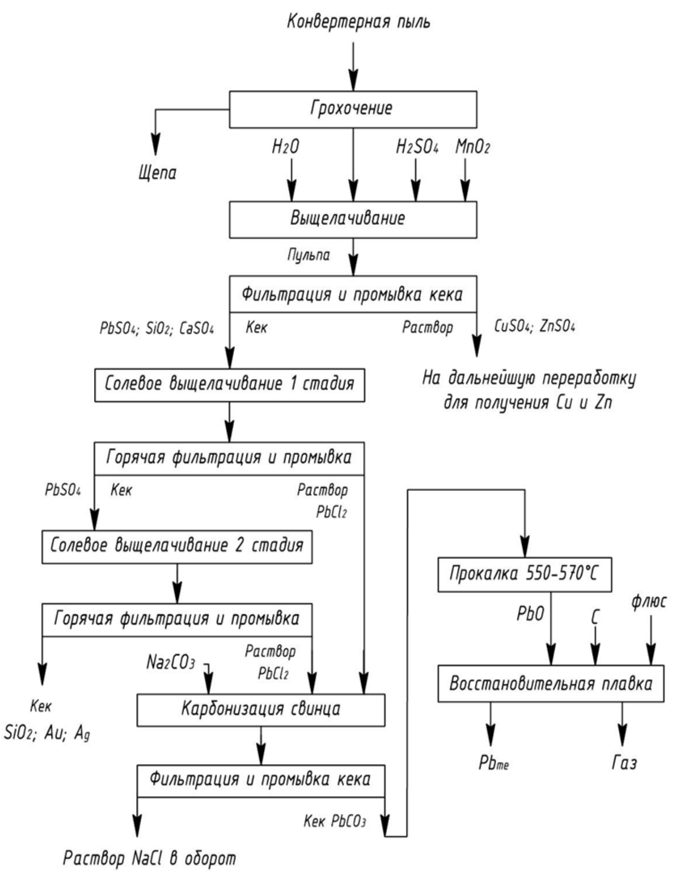


Рис. 1. Разработанная технологическая схема переработки тонкой конвертерной пыли медеплавильных заводов

Целью исследовательской работы являлось создание принципиально новых, более экономичных технологий переработки конвертерной пыли для получения металлического свинца с одновременным извлечением концентратов меди и цинка, применительно к действующим технологическим процессам получения меди и цинка с улучшением технологических режимов производства.

Для исследований использовали тонкую конвертерную пыль со средним содержанием компонентов, приведенных в табл. 2 и промышленным содержанием благородных металлов.

Основные компоненты пыли – это легко вскрываемые формы: CuO (серый тенорит), Cu_2O (красный куприт), $CuSO_4$ (белый безводный или голубой халькокианит с желтым оттенком) и др. ($ZnSO_4$, $FeSO_4$, $PbSO_4$). Минералогический (на оптическом микроскопе МИН-7 в отраженном свете) и рентгенофазовый (на аппарате УРС-50ИМ) анализы показывают особенность пыли, заключающуюся в содержании в них значительных количеств сульфатных форм цветных металлов: в исходной пыли медь на 74% сульфатная, на 14% сульфидная (в основном в форме ковеллина) и на 12% оксидно-силикатная; железо на 70-72% в виде магнетита и 28-30% - сульфата 2-х валентного железа; свинец и цинк на 80% находятся в сульфатной форме.

Как видно из химико-минералогического состава, пыль электрофильтров конвертера является уникальной: она богата ценными компонентами, главным образом свинцом, цинком, медью и др. Кроме этого, она водорастворима, т.е. пригодна для автономной гидрометаллургической переработки.

В рамках данного исследования разработана новая технологическая схема для получения из тонкой конвертерной пыли очищенного карбоната свинца, приемлемого для производства металлического свинца без дополнительного рафинирования.

Сущность технологического процесса предоставляет собой кислое выщелачивание, двух стадийное солевое выщелачивание пыли, карбонизация из солевого раствора карбоната свинца, прокалка и восстановительная плавка карбоната свинца с получением металлического свинца.

Для выделения меди, цинка и железа в раствор проводили сернокислотное выщелачивание конверторной пыли с добавлением окислителя (марганцовый концентрат), с содержанием серной кислоты 80÷120 *г/л* в пульпе при температуре 60-90°*C* в течении 2 часов, Т:Ж=1:3÷8 по разработанной технологической схеме (рис. 1). Результаты сернокислотного выщелачивания приведены в табл. 3.

При выщелачивании пыли серной кислотой протекают следующие реакции:

- перевод оксидов свинца в осадок сульфата:

$PbO + H_2SO_4 \rightarrow PbSO_4 + H_2O$

- перевод цинка и меди в раствор:

$ZnO + H_2SO_4 \rightarrow ZnSO_4 + H_2O$

$CuO + H_2SO_4 \rightarrow CuSO_4 + H_2O$

В результате выщелачивания при заданном соотношении Т:Ж=1:3÷8 происходит нейтрализация серной кислоты от исходной концентрации 80÷120 *г/л* до значении *pH*=0,8-1 (30-35 *г/л*). Выщелачивание проводили при концентрациях серной кислоты 40, 60, 80, 100, 120 и 140 *г/л*. По полученным данным, оптимальной является концентрация серной кислоты для полного перехода меди и цинка в раствор 110-125 *г/л* (рис. 2).

Таблица 3

Результаты сернокислотного выщелачивания конвертерной пыли МПЗ АО «АГМК»

t, °C	Степень растворения Cu и Zn, %											
	Т:Ж=1:3		Т:Ж=1:4		Т:Ж=1:5		Т:Ж=1:6		Т:Ж=1:7		Т:Ж=1:8	
	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn	Cu	Zn
60	18	12	26	17	34	23	53	39	72	54	70	74
70	32	20	45	35	55	48	75	59	84	70	80	76
80	44	30	56	46	76	60	85	74	95	86	92	88
90	45	40	58	52	77	63	84	75	94	84	90	88

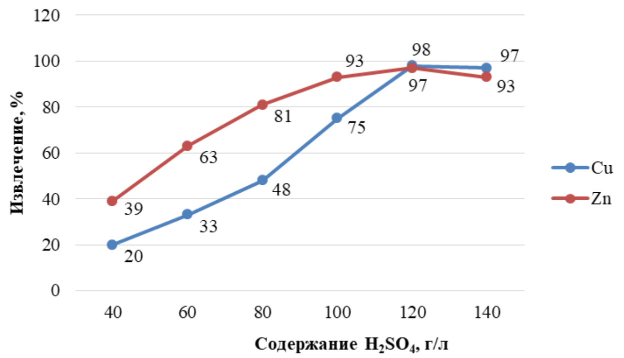


Рис. 2. Зависимость извлечения меди и цинка в раствор от концентрации серной кислоты при продолжительности процесса 2 часа

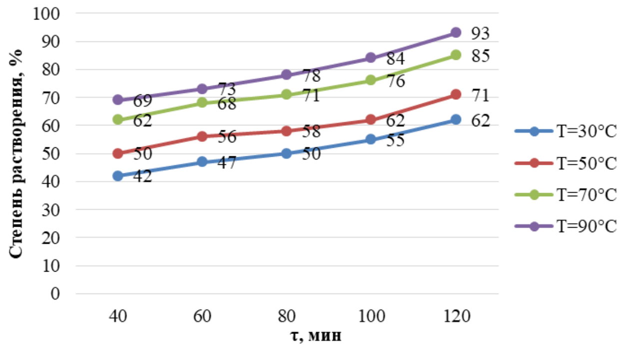


Рис. 4. Зависимость степени растворения свинца после II стадии солевого выщелачивания в раствор от продолжительности процесса и температуры

Из полученных данных видно, что при сернокислотном выщелачивании в более разбавленных пульпах повышение температуры положительно влияет на степень растворения меди, цинка в раствор и не способствует растворению свинца.

Высокое извлечение меди и цинка в раствор при кислотном выщелачивании пыли с полным разделением свинца от примесей меди, цинка и железа достигнуто в присутствие окислителя оксида марганца. Эффект достигается за счет реализации процесса, химическая сущность которого обусловлена реакцией окисления сульфидной серы до элементной с освобождением меди до водорастворимой формы благодаря окислительно-восстановительным процессам с участием кислорода.

После фильтрации осадок промывали водой до *pH*=5,5÷6,0 при температуре воды 80°*C*. Полученный раствор с содержанием меди 5 *г/л* и цинка 22,5 *г/л* является продуктивным раствором для извлечения цинка и меди.

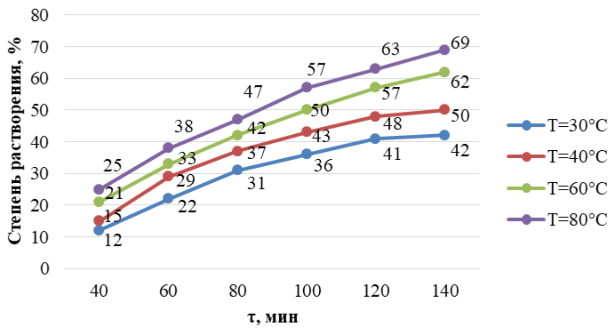


Рис.3. Зависимость степени растворения свинца после I стадии солевого выщелачивания в раствор от продолжительности процесса и температуры

Для извлечения свинца из кека проводили двух стадиальное солевое выщелачивание при концентрации натрия хлористого 250 и 150 *г/л* соответственно при температуре процесса 80-90°*C*. Продолжительность выщелачивания 2 часа на каждой стадии при соотношении Т:Ж=1:5.

Для очистки хлорида свинца от нерастворённых компонентов пульпу подвергали фильтрацию.

В результате технологических и экспериментальных исследований определены оптимальные технологические показатели процесса выщелачивания (рис. 3, 4). Карбонизацию свинца проводили с добавлением кальцинированной технической соды в среду *pH* до 8,5-9.

$$PbCl_2+Na_2CO_3=2PbCO_3+2NaCl$$

После карбонизации пульпа отфильтровывалась и раствор использовался как оборотный раствор. Полученный кек $PbCO_3$ прокаливали при температуре 450°*C* и получили глёт (PbO). Глёт с добавлением флюса и графита подвергли восстановительной плавке и получили металлический свинец с содержанием свинца 99,06%.

Анализ проведенных экспериментов позволяет сделать следующие выводы:

- при солевом выщелачивании кека в интервале температур от 60 до 80°*C*, отношении Т:Ж = 1:6 и продолжительности процесса от 2 до 4 часов кварц и благородные металлы в раствор не извлекаются;
- повышение температуры положительно влияет на степень растворения свинца при солевом выщелачивании;
- на основе научных исследований разработана технология переработки конвертерной пыли, которая позволяет повысить выход металлического свинца с высоким извлечением и наилучшими технико-экономическими и технологическими показателями.

Таким образом, проведенные исследования показали принципиальную возможность переработки конвертерной пыли с получением металлического свинца не ниже 99%.

Библиографический список:

1. *Аллабергенов Р.Д., Ахмедов Р.К., Ходжаев О.Ф. Комплексная переработка отходов цветной металлургии. –Т: Изд. «Университет», 2013. - 50 с.*
2. *Саидахмедов А.А., Хамидов С.Б., Мажидова И.И. Исследование сернокислотного выщелачивания тонкой пыли медеплавильного производства. –Научно-методический журнал "ACADEMY" №1 (52), 2020. С. 6-8.*
3. *Saidakhmedov A.A., Buronov A.B. Analysis methods for processing dust of copper smelting factory // International conference on «Integrated innovative development of Zarafshan region: achievements, challenges and prospects» Navoi, Uzb. 2019y. pp. 15-19.*

УДК 504.062:504.064:504.(075.8)

ИССЛЕДОВАНИЕ НАРУШЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА РАДИОАКТИВНОГО РАВНОВЕСИЯ МЕЖДУ $^{226}Ra/^{238}U$ В ПРОБАХ УРАНОВЫХ ОБЪЕКТОВ

Bu maqolada uran obyektlaridan (uranni yer ostida tanlab eritish uchastkalari namunalari, balansdan tashqaridagi otvallardan olingan namunalar, uran kernlari namunalari, va texnologik tindiruvchi-kartalari) olingan har xil namunalardagi $^{226}Ra/^{238}U$ orasidagi radioaktiv muvozanat koeffitsentining - Krm buzilish sabablari tadqiq qilingan. Ilmiy manbalarni o'rganish shuni ko'rsatadiki, uran ishlab chiqarish obyektlaridan olingan o'zida uran saqlovchi har xil namunalardagi radiy yig'indi solishtirma aktivlikka maksimal ulush beradigan bosh γ-nurlanish manbai hisoblanadi. Bundan tashqari, uranni gamma-korataj metodi bilan aniqlashda radiydan chiqadigan γ-nurlanish uranni haqiqiy miqdorini to'g'ri aniqlashga xalaqit beradi hamda natijalarning xatoligiga olib keladi.

Bu maqolada keltirilgan natijalar uran obyektlardan olingan har xil namunalardagi $^{226}Ra/^{238}U$ orasidagi radioaktiv muvozanat koeffitsentining - $K_{рм}$ buzilishida asosiy hisoblangan faktorlar va sabablarni aniqlash imkonini beradi.

Tayanch iboralar: *uran obyektlari, solishtirma yig'indi aktivlik, radioaktiv muvozanat koeffitsenti - Krm, uran yemirilish radioaktiv zanjiri, uranni aniqlash usullari, uranning qattiq namunasi, uran zanjiri qiz radionuklidlari - ^{234}U, ^{226}Ra, ^{222}Rn, ^{218}Pb, ^{214}Bi.*

МузафаровА.М.,
главный инженер ЦНИЛ,
ГП НГМК, к. т. н., доцент

Кулматов Р.А.
профессор НУУз,
д.х.н

Аллаяров Р.М.
докторант, Навоийского
отделения АН РУз

В данной статье приведены результаты исследования нарушения коэффициента радиоактивного равновесия - $K_{рр}$ между $^{226}Ra/^{238}U$ в различных пробах урановых объектов (в пробах, отобранных из участков ПВ урана, отобранных из забалансовых урановых отвалов, в кернах, в донных отложениях и в илах технологических карт-отстойников). Изучение литературных источников показывает, что в урановых пробах радий является главным источником γ-излучений, дающий максимальный вклад в удельную суммарную активность. Кроме этого, в определение урана по методу гамма-каротажа за счет помех гамма-излучений ради я получаем ошибочные результаты. Во избежание вышеперечисленных затруднений и нерешенных научно-практических проблем, авторы перед собой поставили цель проводить исследование по выявлению главного фактора в нарушениях коэффициента радиоактивного равновесия - $K_{рр}$ между изотопами $^{226}Ra/^{238}U$ в пробах урановых объектов.

Ключевые слова: *урановый объект, удельная суммарная активность, коэффициент радиоактивного равновесия - $K_{рр}$, цепочка радиоактивного распада урана, определение урана, урановые твердые пробы, дочерние радионуклиды - ^{234}U, ^{226}Ra, ^{222}Rn, ^{218}Pb, ^{214}Bi.*

В литературных источниках [1,2], процессы формирования гидрогенных урановых руд неизбежно сопровождаются нарушениями коэффициентов радиоактивного равновесия-$K_{рр}$ между изотопами в цепочке распада урана, и в том числе между $^{226}Ra/^{238}U$. Участки, перетерпевшие вторичное выщелачивание и вынос урана, обычно характеризуются избытком дочерних продуктов цепочки распада урана, таких как ^{234}U, ^{226}Ra, ^{222}Rn, ^{218}Pb, ^{214}Bi и т.д.

Дочерний радионуклид ^{226}Ra в цепочке распада урана, легко попадает в поры и выщелачивается водой и другими растворами. Это и приводит к обогащению радием некоторых подземных вод урановых месторождений и илов отстойников, локально – сорбционных установок участка подземного выщелачивания ПВ урана. Высокая миграционная способность ^{226}Ra создает вокруг урановых месторождений ореолы повышенной активности почвенного воздуха, превышающие Кларковые содержания этих элементов в тысячи раз [3-8].

При проведении анализов различных проб урановых объектов предоставляется возможность получить достоверную информацию, доказывающую поведение ^{226}Ra и ^{238}U в этих пробах. Изучение литературных источников показывает, что данный вопрос малоизучен для выбранных объектов. На основании вышеперечисленных, исследование нарушения коэффициента радиоактивного равновесия - $K_{рр}$ между $^{226}Ra/^{238}U$ в выбранных урановых объектах является актуальной задачей в аналитической химии, радиационной химии, геотехнологии урана и радиоэкологии [9-13].

Техника и методика эксперимента. Анализ радия в твердых пробах производился γ-спектрометрическим методом на гамма-спектрометрической установке «ПРОГРЕСС ГАММА».

Данный метод основан на измерении естественного γ-излучения образцов в различных участках гамма-спектра.

Для определения урана в твердых пробах применяли приборы рентгеновской флуоресценции типа АРФ-7, EDX-6000 и XRF-1800 с рентгеновской трубкой источниками возбуждения, позволяющие проводить анализ и в заводских и в полевых условиях. При облучении пробы рентгеновским излучением (рентгеновской трубки), предел определений урана в горных породах и урановых продуктах составляет 0,0005%, что полностью удовлетворяет требованиям предъявляемому аналитиками.

Полученные результаты и их обсуждение. На основании последовательности, установленные методики проводили отбор твердых пробурановых объектов - из участков ПВ урана, из забалансовых урановых отвалов, из пробах кернов, донных отложений и илов технологических карт-отстойников, с последующим определением в них содержания радия и урана.

Из вышеперечисленных урановых объектов более детальные радиогеохимические исследования твердых проб проведены в забалансовых урановых отвалах, в керновых пробах и в них исследован коэффициент нарушения радиоактивного равновесия - $K_{рр}$ между $^{226}Ra/^{238}U$.

Как известно - $K_{рр}$ определяется следующей формулой:

$$K_{pp} = \frac{A_{Ra}}{A_U}$$

здесь A_{Ra} и A_U активности ^{226}Ra и ^{238}U в исследуемых пробах.

В табл. 1 приведены полученные результаты анализов содержания урана, активности - $U_{ест}$, удельной активности естественных радионуклидов, суммарной эффективной удельной активности - $A_{эфф}$ и суммарной альфа-активности в отобранных пробах.

Таблица 1

Результаты анализа содержания урана, активности - $U_{ест}$, удельной активности естественных радионуклидов, эффективной удельной активности - $A_{эфф}$ и суммарной альфа-активности в отобранных пробах

№ п/п	Содержание урана, %	Удельная активность естественных радионуклидов, *Бк/кг*					
		$U_{ест}$	^{40}K	^{226}Ra	^{232}Th	$A_{эфф}$	Суммарная альфа-
1	0,066	16506	1090	8314	11	4011	44361
2	0,068	17111	1169	8538	21	4642	54012
3	0,061	15372	1031	7635	24	2035	47385
4	0,005	1335	1123	686	21	554	6107
5	0,029	7415	997	3605	22	1708	131104
6	0,087	21924	1214	10880	42	6003	85608
7	0,14	35910	1162	17890	53	8612	99205
8	0,028	7043	1212	2983	22	1313	20210
9	0,008	7110	1045	3008	24	1133	2153
10	0,022	574	1910	281	28	236	2783

Как показывают полученные результаты табл. 1, между ^{226}Ra и ^{238}U в отобранных исследуемых пробах $K_{рр}$=1, равновесие сохраняется. Это означает, что при добыче урана открытым и подземным способами не происходит преимущественного выщелачивания урана или радия. Они находятся в таких состояниях, в каких образовались. Природные процессы, происходящие в течение нескольких лет, пока они находились под открытым небом, тоже не повлияли на процесс сохранения радиоактивного равновесия урана и радия.

Как видно из табл. 1., содержание урана в данных пробах изменяется в пределах от 0,005% до 0,14%, удельная активность урана изменяется в пределах от 574 *Бк/кг* до 35910 *Бк/кг*, удельная активность радия изменяется в пределах от 281 *Бк/кг* до 10880 *Бк/кг*, удельная активность калия изменяется в пределах от 997 Бк/кг до 1910 *Бк/кг*, удельная активность тория изменяется в пределах от 11 *Бк/кг* до 53 Бк/кг, эффективный удельная активности - $A_{эфф}$ естественных радионуклидов изменяется в пределах от 236 *Бк/кг* до 8612 *Бк/кг* и суммарный удельная альфа-активность изменяется в пределах от 2153 *Бк/кг* до 131104 *Бк/кг*.

Из методов определения радия в твердых пробах самим портативным и оперативным считается γ-спектрометрический метод, основанная на измерении естественного γ-излучения отобранных проб.

Анализ радия в твердых отобранных пробах производился γ-спектрометрическим методом на гамма-спектрометрической установке «ПРОГРЕСС ГАММА». Полученные гамма-спектры приведены на рис. 1 и на рис. 2. На рис. 1 приведен гамма-спектр отобранных проб из керновых проб.

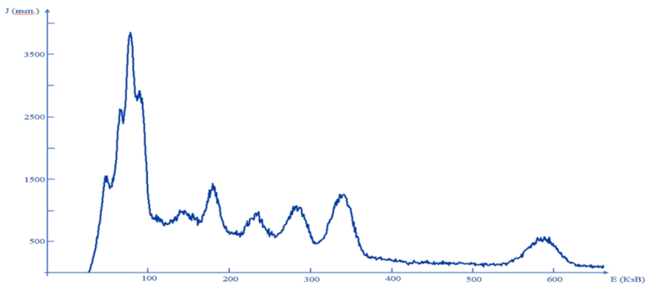


Рис. 1. Гамма-спектр из отобранных керновых проб

Как видно в данном спектре количество импульсов изменяется от 1000 *имс/час* до 3500 *имп/час*. Данный факт подтверждает, что содержания радия в данных пробах больше, чем в пробах забалансовых урановых отвалов.

На рис. 2 приведен гамма-спектр отобранных проб из забалансовых урановых отвалов.

Как видно в данном спектре, количество импульсов изменяется от 500 *имс/час* до 1500 *имп/час*. Данный факт подтверждает, что содержания радия в данных пробах меньше, чем в отобранных из керновых проб.

В отобранных керновых пробах определяли содержание урана и радия и на основании полученных результатов построили зависимости распределения значения - $K_{рр}$ по горизонтали ролла рис 3 и рис 4.

Для построения зависимости распределения значения - $K_{рр}$ по горизонтали ролла проводится анализ коэффициента радиоактивного равновесия между $^{226}Ra/^{238}U$ не менее 100 пар сопоставлений содержаний урана и радия от 0,01% до 0,1%.

Зависимость коэффициента радиоактивного равновесия - $K_{рр}$ между $^{226}Ra/^{238}U$ по горизонтали ролла осуществляется по скважинам, которые возможно полнее и шире охватывают площадь месторождения.

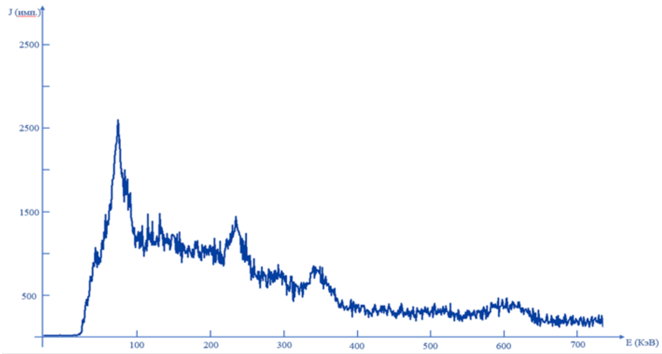


Рис. 2. Гамма-спектр отобранных проб из забалансовых урановых отвалов

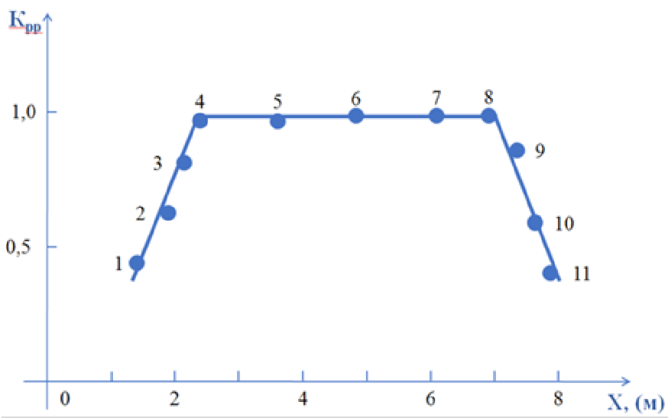


Рис. 3. Распределение значения-$K_{рр}$ по горизонтали ролла

Из полученных результатов рис. 3 видно что, по краям ролла коэффициент радиоактивного равновесия - $K_{рр}$ между $^{226}Ra/^{238}U$ выдвинут в сторону ^{238}U.

Из рис. 4 видно, что, по краям ролла коэффициент радиоактивного равновесия - $K_{рр}$ между $^{226}Ra/^{238}U$ выдвинут в сторону ^{226}Ra.

Данная аномалия объясняется тем, что на участках выщелоченных руд отмечается недостаток радия. После перераспределения или образования ураноносного ролла радий покидает тыловые части водными растворами, где при благоприятных условиях происходит водаобмен, который является главным из многочисленных природных процессов. В природные воды радий переходит за счёт процессов адсорбционного обмена и диффузионного выщелачивания пород.

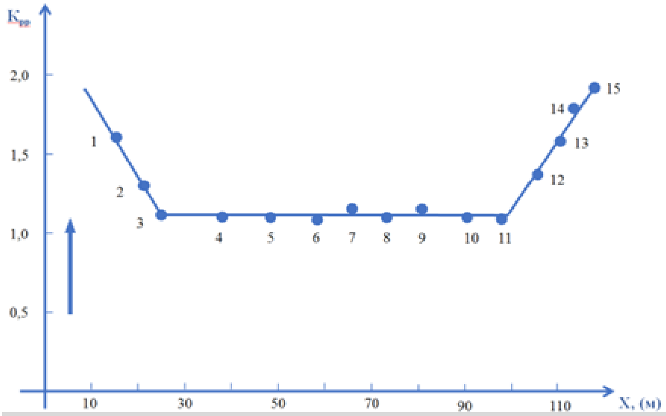


Рис.4. Распределение значения-$К_{рр}$ по вертикали ролла

А в тыловых частях ролла, где не происходит свободного водообмена, $К_{рр}$ не нарушается. Как нам известно, ^{226}Ra образуется из ^{238}U и в результате альфа-распада приобретает значительную по величине энергию отдачи – $Е_{отд}$ (0,1 *МэВ*), достаточную для того, чтобы их связи в кристаллической решетке оказались существенно нарушенными, так как энергия 0,1 *МэВ* во много раз больше чем энергия химической связи ионов в минералах. За счет данного процесса ^{226}Ra будет находиться не в кристаллах, а в нарушениях или в порах рудной залежи.

Определенные концентрации ^{226}Ra в водах около урановых роллах подтверждает этих предположений. То есть концентрации ^{226}Ra в водах около урановых роллах всегда больше, чем концентрации ^{238}U.

Определение суммарной удельной активности альфа-излучений проб по глубинам отбора характеризует явное техногенное влияние на данные локальных участков предприятий (рис. 3).

Полученные результаты показывают, что фактор явного техногенного влияния отсутствует, то есть в данных почвах происходит естественные процессы. Данный факт показывает, что техногенный объект надежно изолирован и на объекты экосистемы отрицательное влияние не несет.

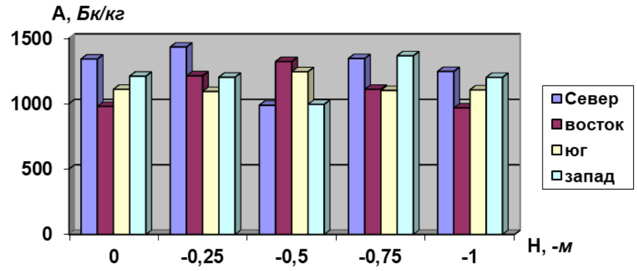


Рис 5. Распределение суммарной удельной активности альфа-излучений проб, отобранных по глубинам

Как видно из построенных гистограмм, естественные радионуклиды и суммарная удельная активность альфа-излучений не сильно отличается друг от друга и находится на фоновом уровне для региона. Распределение естественных радионуклидов в этих пробах характерно для урановых объектов, то есть намного большее, чем в природных объектах. В них определены значения суммарной удельной активности альфа-активности показывающие, что средняя удельная активность в этих пробах изменится в пределах от 900 *Бк/кг* до 1500 *Бк/кг*.

Таким образом проведенные исследования по определению нарушения коэффициента радиоактивного равновесия - $К_{рр}$ между $^{226}Ra/^{238}U$ являлись основой изучения закономерности ядерных процессов, происходящих в цепочке распада урана. Нарушение коэффициента радиоактивного равновесия - $К_{рр}$ между $^{226}Ra/^{238}U$ происходит в процессах геотехнологии выщелачивания урана. В природных процессах данное явление не происходить.

Коэффициент радиоактивного равновесия - $К_{рр}$ между $^{226}Ra/^{238}U$ в керновых пробах сильно нарушается. Главной причиной этого является процесс формирования гидрогенных урановых руд. Данные пробы претерпевают вторичное выщелачивание и выноса урана и обогащаются дочерними продуктами цепочки распада урана.

Библиографический список:

1.Котляр В.Н., Баюшкин И.М., Данчев В.И. и др. Месторождения радиоактивных и редких металлов /Учебное пособие для ВУЗ). - М.:Атомиздат, 2001. -371с.

2.Рафальский Р.П. Гидротермальные равновесия и процессы минералообразования. - М.:Атомиздат, 2013. - 290 с.

3.Евсеева Л.С., Перельман А.И., Иванов К.Е. Геохимия урана в зоне гипергенеза. 2-е изд., перераб. - М.:Атомиздат, 2012. -280 с.

4.Возжеников Г.С., Белышев Ю.В. Радиометрия и ядерная геофизика /Учебное пособие. - Екатеринбург.: 2006. - 418 с.

5.Аренс В.Ж. Геотехнологические методы добычи полезных ископаемых. - М.:Недра, 2004. – 320 с.

6.Мамилов В.А., Петров Р.П., ШушанияГ.Р.и др. Добыча урана методом подземного выщелачивания. - М.: Атомиздат, 1980, - 248 с.

7.Толстов Е.А., Толстов Д.Е. Геотехнология. - Москва.: 1996, - 465 с.

8.Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Кист А.А. Исследование поведения радия в технологическом процессе добычи урана/ Инновационные технологии горно-металлургической отрасли. Тез.док. Рес. кон. Навои. 21 октябрь. 2011. - С. 227-229.

9.Глотов Г.Н.Повышение эффективности разработки урановых месторождений способом подземного выщелачивания // Горный Вестник Узбекистана. 2009.№3 (38). – С. 76-79

10. Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Глотов Г.Н., Кист А.А. О вопросе нарушения коэффициента радиоактивного равновесия между изотопами урана//Горный вестник Узбекистана, 2011. №2.(29). – С. 137-139.

11.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.

12.Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Ослоповский С.А. Радиометрические исследования техногенных объектов //Цветные металлы. - Москва. 2016. №2. - С. 15-18.

13.«Нормы радиационной безопасности (НРБ-2006) и основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности (ОСПОРБ-2006). - Ташкент.: 2006. - 136 с.

УДК 66-5

МАТЕМАТИЧЕСКОЕ МОДЕЛИРОВАНИЕ РАБОТЫ ШАРОВОЙ МЕЛЬНИЦЫ В ГМЗ-2 НГМК

Пулатов В.Б.,
начальник «Управления автоматизации производства»
ГП НГМК

Кадиров Ё.Б.,
доцент кафедры
«Автоматизация и управление»
НГГИ

Бойбутаев С.Б.,
старший преп. кафедры
«Автоматизация и управление» НГГИ

Ийдиева Р.Р.,
магистр кафедры
«Автоматизация и управление» НГГИ

Kon-metallurgiya sanoatida qazib olinadigan metallning tannarxiga xomashyodan tashqari, texnologik operatsiyalarning miqdoriy hajmi sezilarli ta'sir ko'rsatadi. Amaliyot shuni ko'rsatadiki, eng ko'p energiya talab qiladigan jarayon - tog' jinslarini maydalash bo'lib, maydalash boyitish jarayonining barcha ishlab chiqarish xarajatlarini 30-50% ini tashkil etadi. Shu munosabat bilan bu jarayonni boshqarish eng muhim texnik-iqtisodiy omillardan biri hisoblanadi. Ushbu maqolada "MSHS 75x55" sharli tegirmonni ishlashining matematik funksiyasi olingan bo'lib, ushbu uzatish funksiyasining kompyuterli modeli "Matlab" dasturiy paketining "Simulink" tizimida qurilgan. Natija sifatida tegirmonning aniqlangan uzatish funksiyasi bo'yicha o'tkinchi va impulsli o'tkinchi xarakteristikalari asosida tizimning turg'unligi aniqlangan.

Tayanch iboralar: *maydalash, sharli tegirmon, boshqarish, matematik model, diffuzion model, kompyuterli model, tahlil, uzatish funksiyasi, pog'onali signal, impulsli pog'onali signal, o'tkinchi xarakteristika, impulsli o'tkinchi xarakteristika, turg'unlik.*

В горно-металлургической промышленности на себестоимость добываемого металла помимо сырьевых ресурсов существенное влияние оказывает количественный объем технологических операций. Как показывает практика, наиболее энергоемким процессом является измельчение горных пород, на которое приходится 30-50% всех затрат производства. В связи с чем, управление данным процессом является одним из важнейших технико-экономических факторов. В данной работе выведена математическая функция работы шаровой мельницы МШЦ 75х55, на основе которой построена компьютерная модель в подсистеме SIMULINK программного пакета Matlab. Как результат, были построены переходная и импульсная характеристики мельницы, по рассчитанной передаточной функции было определена устойчивость системы.

Ключевые слова: *измельчение, шаровая мельница, управление, математическая модель, диффузионная модель, компьютерная модель, анализ, передаточная функция, ступенчатый сигнал, импульсный ступенчатый сигнал, переходная характеристика, импульсная переходная характеристика, устойчивость.*

Измельчение горных пород относится к числу основных технологических процессов обогатительных фабрик и горно-металлургических заводов. Процессы дробления и измельчения в технологии извлечения благородных металлов из руд являются наиболее энергоемкими процессами, затраты на эти процессы составляют 30-50% себестоимости горно-обогатительного производства. Измельчение руд до определенных размеров определяет технологические и технико-экономические показатели работы горно-металлургических заводов. От показателей качества измельчения зависят результаты всей дальнейшей переработки обогащаемого продукта, прежде всего такие, как производительность, извлечение каждого ценного компонента, содержание его в концентрате и потери в хвостах [1].

В последние годы активно ведутся научные исследования в области повышения эффективности процессов измельчения рудных материалов. Управление процессом измельчения, наряду с технологическими, ресурсными и энергетическими показателями считается основным. Наибольшего распространения в практике горно-металлургической промышленности получили мельницы, заполняемые металлическими шарами. Для управления процессом измельчения рудного сырья в шаровой мельнице и подбора оптимальных условий её работы необходимо знать, как протекает данный процесс во времени, т.е. знать его кинетику [2].

Эффективное управление процессом измельчения требует знания математической модели этого процесса, а наличие большого числа возмущающих воздействий на него позволяет применять лишь статистическое моделирование.

Экспериментальное исследование сложных объектов, не позволяющих осуществлять многократные воздействия и требующих больших материальных затрат на проведение опытов в реальных условиях, обусловили разработку методов, которые позволяли бы не только обрабатывать экспериментальные данные, но и наилучшим образом организовывать эксперимент. Математический аппарат, используемый при такой организации эксперимента, базируется на композиции методов математического моделирования, статистики и методов решения экстремальных задач.

Построение математической модели, объединяющей в себе анализ процесса возникновения трещин в частицах измельчаемого материала и описание структуры потоков загрузки в шаровых мельницах на основе диффузионной модели процесса измельчения является весьма эффективным. Основные преимущества применения диффузионной модели в процессе измельчения - это возможность наиболее точного описания большинство факторов, влияющих на эффективность процесса измельчения; возможность подробного, с необходимой степенью детализации, описания систем со сложной структурой и возможность применения имеющихся программных пакетов для реализации математических моделей [3].

Для того чтобы получить математическую модель процесса измельчения, представим мельницу в виде структуры потоков (рис. 1).

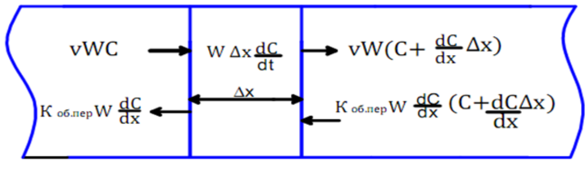


Рис. 1. Модель структуры потоков мельницы с обратным перемешиванием

На рис. 1:

v - скорость движения массы (*м/с*),

C - интенсивность подачи массы (*т/м*),

W - концентрация вещества класса крупности -0,074 *мм* (*г/т*),

$K_{об.пер.}$ - коэффициент обратного перемешивания ($м^2/с$)

Уравнение сохранения массы системы будет выглядеть следующим образом:

$$W\Delta x\frac{\partial C}{\partial t}=vWC+K_{об.пер}W\frac{\partial}{\partial x}(C+\frac{\partial C}{\partial x}\Delta x)+vW(C+\frac{\partial C}{\partial x}\Delta x)-K_{об.пер}W\frac{\partial C}{\partial x} \quad (1)$$

После преобразования и перехода к пределу при X → 0, получим уравнение:

$$\frac{\partial C}{\partial t}=K_{об.пер}\frac{\partial^2 C}{\partial x^2}-v\frac{\partial C}{\partial x} \quad (2)$$

Уравнение (2) представляет собой основное уравнение разрабатываемой математической модели процесса измельчения [4].

Очевидно, что для уравнения (2) должны быть заданы одно начальное и два граничных условия. В качестве начального условия зададим профиль концентраций по аппарату в начальный момент времени: C(0,*x*) = C_0 (*x*) при t=0.

Граничные условия зададим исходя из условия материального баланса на концах аппарата (рис. 2).

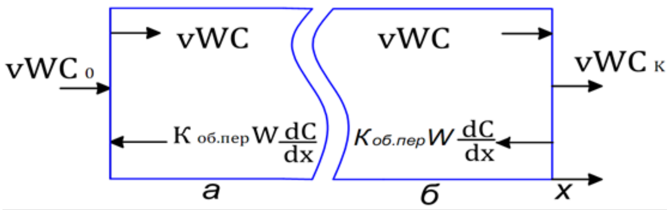


Рис. 2. Материальный баланс на концах измельчительного агрегата: а - у левого края агрегата, б - у правого края агрегата

На рис. 2: C_0 - концентрация вещества классом крупности не менее 0,074 *мм*, в загрузке мельницы, C_K - концентрация вещества классом крупности не более 0,074 *мм*, на выходе из аппарата.

Рассмотрим левый конец аппарата, в который поступает руда с некоторой средней скоростью *v* (рис. 2,а). Сумма потоков подходящих к границе, должна быть равна потоку вещества, отходящего от границы. Таким образом, для левой границы получаем:

$$v(C_0-C)+K_{об.пер}\frac{\partial C}{\partial x}=0 \quad (3)$$

Аналогично у правого края аппарата:

$$v(C_K-C)+K_{об.пер}\frac{\partial C}{\partial x}=0 \quad (4)$$

Так как с позиции математического описания шаровая мельница является аппаратом конечной длины, то примем допущение о том, что на выходе из мельницы C≈C_K, с учетом этого граничное условие (4) примет вид:

$$\frac{dC}{dx}=0 \quad (5)$$

Для упрощения уравнений и нахождения передаточной функции процесса измельчения горных пород, введем безразмерные переменные:

$$z=\frac{x}{l} \quad (6)$$

$$\theta=\frac{t}{\bar{t}} \quad (7)$$

где *l* - длина мельницы,

t - время, в течении которого рассматривается частица,

x - координата, в которой находится рассматриваемая частица,

$\bar{t}$ - среднее время нахождения всех частиц в мельнице.

Представим уравнение (2) в виде [5]

$$\frac{\bar{t}}{\bar{t}}\frac{\partial C}{\partial t}+\frac{v}{l}l\frac{\partial C}{\partial x}=\frac{K_{об.пер}}{l^2}l^2\frac{\partial^2 C}{\partial x^2} \quad (8)$$

В соответствии с введенными безразмерными коэффициентами получаем

$$\frac{1}{\bar{t}}\frac{\partial C}{\partial \theta}+\frac{v}{l}\frac{\partial C}{\partial z}=\frac{K_{об.пер}}{l^2}\frac{\partial^2 C}{\partial z^2} \quad (9)$$

или после группировки переменных

$$\frac{vl}{K_{об.пер}}\frac{\partial C}{\partial \theta}+\frac{vl}{K_{об.пер}}\frac{\partial C}{\partial z}=\frac{\partial^2 C}{\partial z^2} \quad (10)$$

Множитель (vl)/$K_{об.пер.}$ представляет собой безразмерное число Пекле (Pe), с учетом уравнение (10) будет выглядеть следующим образом[6]

$$Pe\frac{\partial C}{\partial \theta}+Pe\frac{\partial C}{\partial z}=\frac{\partial^2 C}{\partial z^2} \quad (11)$$

Граничные условия (3) и (5) также приведем к безразмерной форме

$$(C_0-C)+\frac{1}{Pe}\frac{dC}{dz}=0 \quad \text{при} \quad z=0 \quad (12)$$

$$\frac{dC}{dz}=0 \quad \text{при} \quad z=1 \quad (13)$$

Получим передаточную функцию диффузионной модели процесса измельчения, для этого применим преобразование Лапласа к уравнению (11), в результате получим линейное однородное дифференциальное уравнение второго порядка

$$Pep\widetilde{C}+Pe\frac{d\widetilde{C}}{dz}=\frac{d^2\widetilde{C}}{dz^2} \quad (14)$$

$$\frac{d^2\widetilde{C}}{dz^2}-Pe\frac{d\widetilde{C}}{dz}-Pep\widetilde{C}=0 \quad (15)$$

Применяя преобразование Лапласа к граничным условиям (12) и (13), получим следующее:

$$1-\widetilde{C}+\frac{1}{Pe}\frac{d\widetilde{C}}{dz}=0 \quad \text{при} \quad z=0 \quad (16)$$

$$\frac{d\widetilde{C}}{dz}=0 \quad \text{при} \quad z=1 \quad (17)$$

Найдем решение уравнения (15) относительно искомой, преобразованной по Лапласу концентрации $\widetilde{C}$(p), для этого составим характеристическое уравнение:

$$k^2+Pek-Pep=0 \quad (18)$$

Корни характеристического уравнения (18):

$$k_{1,2}=\frac{Pe}{2}\pm\sqrt{\frac{Pe^2}{4}+Pep} \quad (19)$$

Введем подстановку:

$$\beta=\frac{Pe}{2} \quad (20)$$

$$\alpha=\sqrt{\frac{Pe^2}{4}+Pep} \quad (21)$$

и выполним подстановку в уравнение (19), таким образом, корни характеристического уравнения будут иметь вид:

$$k_1=\beta+\alpha \quad (22)$$

$$k_2 = \beta - \alpha \tag{23}$$

Произвольная линейная комбинация всех частных решений является общим решением однородного уравнения (15), то

$$\widetilde{C} = A_1 e^{k_1 z} + A_2 e^{k_2 z} = A_1 e^{(\beta+\alpha)z} + A_2 e^{(\beta-\alpha)z} \tag{24}$$

Найдем значение производной $d\widetilde{C}/dz$:

$$\frac{d\widetilde{C}}{dz} = A_1(\beta+\alpha)e^{(\beta+\alpha)z} + A_2(\beta-\alpha)e^{(\beta-\alpha)z} \tag{25}$$

Используя граничные условия, определим константы A_1 и A_2. Из условия (16) при $z=0$ получаем:

$$1 - A_1 - A_2 + \frac{1}{Pe}\left(A_1(\beta+\alpha) + A_2(\beta-\alpha)\right) = 0 \tag{26}$$

Введем замену $\gamma = \alpha / \beta$, тогда уравнение (26) можно представить в виде:

$$1 - A_1 - A_2 + A_1 \frac{1}{2}(1+\gamma) + A_2 \frac{1}{2}(1-\gamma) = 0 \tag{27}$$

Из второго граничного условия (17), с учетом введенной замены, получаем:

$$A_1(\beta+\alpha)e^{(\beta+\alpha)z} + A_2(\beta-\alpha)e^{(\beta-\alpha)z} \tag{28}$$

Из уравнения (28) выразим константу A_1:

$$A_1 = A_2 \frac{(\gamma-1)e^{-\alpha}}{(\gamma+1)e^{\alpha}} \tag{29}$$

Подставим выражение (29) в уравнение (27), после определенных расчетов, получаем:

$$1 + \frac{1}{2}\frac{(\gamma-1)^2 e^{-2\alpha}}{(\gamma+1)} A_2 - A_2 \frac{1}{2}(\gamma+1) = 0 \tag{30}$$

Выразим из уравнения (30) константу A_2:

$$A_2 = \frac{2(\gamma+1)e^{\alpha}}{(\gamma+1)^2 e^{\alpha} - (\gamma-1)^2 e^{-\alpha}} \tag{31}$$

Теперь запишем уравнение определения константы A_1, для этого подставим (31) в уравнение (29):

$$A_1 = \frac{2(\gamma-1)e^{-\alpha}}{(\gamma+1)^2 e^{\alpha} - (\gamma-1)^2 e^{-\alpha}} \tag{32}$$

После того как были найдены константы A_1 и A_2 можно записать решение уравнения (15), которое и будет являться искомой передаточной функцией шаровой мельницы:

$$W(p) = \frac{4\gamma e^{\beta}}{(\gamma+1)^2 e^{\alpha} - (\gamma-1)^2 e^{-\alpha}} \tag{33}$$

После подстановки значений для γ, α и β, с учетом механической прочности и влажности руды, получим:

$$W(p) = \frac{4 \cdot R \cdot (1-\varphi)\sqrt{\frac{Pe+4p}{Pe}}\, e^{Pe/2}}{\left(\sqrt{\frac{Pe+4p}{Pe}}+1\right)^2 e^{\sqrt{\frac{Pe^2}{4}+Pep}} - \left(\sqrt{\frac{Pe+4p}{Pe}}-1\right)^2 e^{-\sqrt{\frac{Pe^2}{4}+Pep}}} \tag{34}$$

Как видно из уравнения (34) основным параметром модели является число Пекле, которое определяется как (vl)/$K_{об.пер}$. Подставляя параметры мельницы МШЦ 75х55, высота мельницы l=7,5 *м*, скорость потока руды v=0,04 *м/с* и коэффициент обратного перемешивания $K_{об.пер}$=0,118 находим число Пекле Pe= 2,542. По найденным значениям передаточная функция мельницы МШЦ 75х55 имеет следующий вид.

$$W(p) = \frac{12{,}25\sqrt{1+1{,}57p}}{(\sqrt{1+1{,}57p}+1)^2 \cdot e^{\sqrt{1{,}6+2{,}542p}} - (\sqrt{1+1{,}57p}-1)^2 \cdot e^{-\sqrt{1{,}6+2{,}542p}}}$$

По передаточной функции определим переходную и импульсно переходную характеристики на программном пакете Matlab [7], которые представлены на рис.4 и рис.6. Для определения переходной характеристики построим модель передаточной функции в подсистеме SIMULINK (рис. 3).

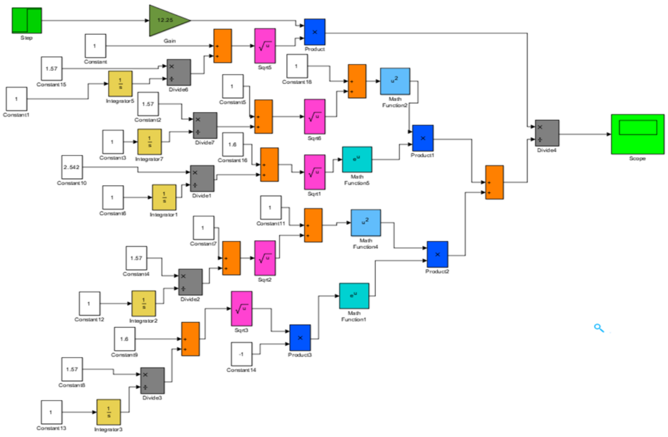


Рис. 3. Математическая модель шаровой мельницы МШЦ 75х55 построенная в подсистеме SIMULINK

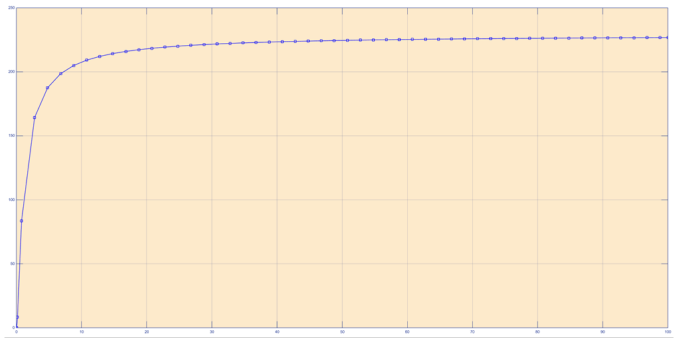


Рис. 4. Переходная характеристика построенной модели

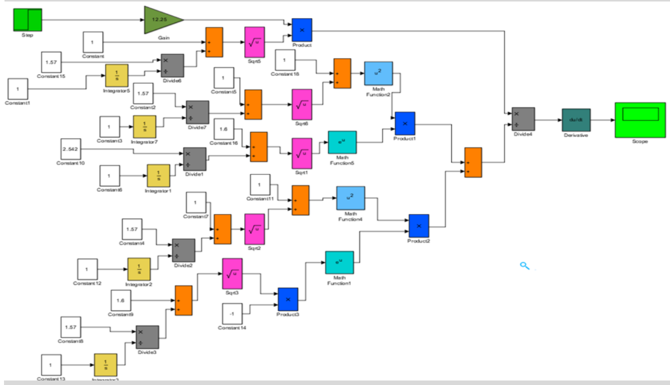


Рис. 5. Математическая модель шаровой мельницы МШЦ 75х55 с дифференцирующим блоком

Импульсная переходная характеристика отличается от переходной введением блока производной. Для определения поведения системы на единичное отклонение, построим модель в программе SIMULINK, приведенной на рис. 5.

Из переходной характеристики видно, что данная модель является устойчивой и имеет следующее качество оценки: время достижения установившего значения – 46 *мин*, достигнутая интенсивность выхода 209. Данная переходная характеристика является монотонной - не имеется перерегулирования до установившегося режима. Из-за отсутствия перерегулирования в агрегате имеется ресурсосбережение.

Полученная импульсная переходная характеристика является производной от переходной характеристики. Единичное импульсное воздействие – скачкообразное, и потому довольно тяжелое для любой

Рис. 6. Импульсная переходная характеристика

системы, в данном случае для шаровой мельницы. Следовательно, важно знать реакцию системы именно при таком воздействии, т.е. импульсную характеристику.

Полученная импульсная переходная характеристика устойчива в условиях скачкообразных изменений процесса измельчения [8].

Таким образом в работе проведено математическое моделирование шаровой мельницы на основе диффузионного моделирования, по которому получена передаточная функция измельчающего аппарата. При помощи пакета прикладной программы MATLAB и подсистемы SIMULINK данной программы смоделирована модель математического аппарата мельницы [9]. По компьютерной модели построены переходная и импульсная характеристики мельницы. Результаты моделирования подтвердили правильность найденной функции и адекватность её описываемому процессу измельчения в шаровой мельнице МШЦ 75x55 в ГМЗ 2.

Разработанная математическая модель используется при изучении процесса измельчения и совершенствования технологии измельчения, а также в учебном процессе на кафедре при изучении дисциплины «Идентификация и моделирование технологических процессов».

Библиографический список:

1. Авдохин В.М., Основы обогащения полезных ископаемых. Том 1,2. Издательство Московского государственного горного университета 2017. 622 с.
2. Бойбутаев С.Б., Система управления процессом измельчения руды. Научно практический журнал Современные материалы, техника и технологии. 2016. - 20-27 с.
3. Белявский Г., Данилова Н. Диффузионные модели со случайным переключением параметров. Издательство Lambert Academic Publishing 2012. 217 с.
4. Певзнер Л.Д., Леттиев О.А., Костиков В.Г. Исследование процесса измельчения руды при помощи диффузионной модели // Депонированная рукопись объемом 37 стр. издательства ≪Горная книга≫ справка № 829/07-11 от 29 апреля 2011.
5. Певзнер Л.Д., Леттиев О.А., Костиков В.Г. Математическое моделирование параметров процесса измельчения руды// Горныйинформационно-аналитический бюллетень - 2010. - № 2. - С. 186 -195.
6. Юсупбеков Н. Р., Мухитдинов Д.П. Технологик жараёнларни моделлаштириш ва оптималлаштириш асослари. - Т.: “Фан ва технология”, 2015. - 325 с.
7. Ревинская О.Г. Основы программирования в Matlab: учеб. пособие. - СПб.: БХВ - Петербург, 2016. – 208 с.
8. Подчукаев В.А. Теория автоматического управления (аналитические методы). ФИЗМАТЛИТ, 2005. – 267 с.
9. Дыяков В.П. Matlab R2006/2007/2008. Simulink 5/6/7. Основы примемения. – 2-е изд. перераб. доп. – М.: СОЛОН-ПРЕСС. 2010. – 800 с.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA”, 2020, №4 (83) pp. 56-59

MATHEMATICAL MODELING OF A BALL MILL IN GMZ-2 NMMC

[1]**Pulatov V.B.,** *Head of "Production Automation Department", v.pulatov@ngmk.uz*
[2]**Kadirov Y.B.,** *associate professor of the department "Automation and Control",*
[2]**Boybutaev S.B.,** *senior teacher Chairs "Automation and Control",*
[2]**Idieva R.R.,** *master of the department "Automation and Control"*

[1]*Navoi Mining Metallurgical Combine, Navoi, Uzbekistan*
[2]*Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan*

Abstract:
In the mining and metallurgical industry, in addition to raw materials, the cost of produced metal is significantly affected by the quantitative volume of technological operations. As practice shows, the most energy-intensive process is the grinding of rocks, which accounts for 30-50% of all production costs. In this regard, the management of this process is one of the most important technical and economic factors. In this paper, we derive a mathematical function for the operation of a ball mill MShTs 75x55, which is based on a computer model in the Simulink subsystem of the Matlab software package. As a result, the transition and impulse characteristics of the mill were constructed, and the stability of the system was determined by certain transfer functions.

Keywords: *grinding, ball mill, control, mathematical model, diffusion model, computer model, analysis, transfer function, step signal, pulse step signal, transient characteristic, pulse transient characteristic, stability.*

References

1. Avdokhin VM, Fundamentals of mineral processing. Volume 1.2. Publishing house of the Moscow State Mining University 2017. 622 p.
2. Boybutaev SB, Ore grinding process control system. Scientific and practical journal Modern materials, equipment and technologies. 2016. pp. -20-27.
3. Belyavsky G., Danilova N. Diffusion models with random switching of parameters. Lambert Academic Publishing 2012. 217 p.
4. Pevzner L.D., Lettiev O.A., Kostikov V.G. Investigation of the process of grinding ore using a diffusion model // Deposited manuscript of 37 pages from the publishing house Gornaya Kniga≫ reference number 829 / 07-11 dated April 29, 2011.
5. Pevzner L.D., Lettiev O.A., Kostikov V.G. Mathematical modeling of the parameters of the ore grinding process // Gorny informatsionno-analiticheskiy bulletin - 2010. - № 2. - pp. 186-195.
6. Yusupbekov N. R., Mukhitdinov D. P. Technologist zharayonlarni modelllashtirish va optimalallashtirish asoslari. - T .: "Fan va technology", 2015. - 325 p.
7. Revinskaya O.G. Fundamentals of programming in Matlab: textbook. allowance. - SPb .: BHV - Petersburg, 2016 .- 208 p.
8. Podchukaev V.A. Automatic control theory (analytical methods). FIZMATLIT, 2005 .- 267 p.
9. Dyyakov V.P. Matlab R2006 / 2007/2008. Simulink 5/6/7. Basics of application. - 2nd ed. revised add. - M .: SOLON-PRESS. 2010 .- 800 p.

УДК 667.2

ОЧИСТКА СТОЧНЫХ ВОД ГОРНО-МЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПРОМЫШЛЕННОСТИ




Бекпулатов Ж.М.,
старший преподаватель
кафедры «Горное дело»
ТашГТУ имени И.Каримова

Ёкубов О.М.,
младший научный
сотрудник
ГУП «Фан ва тараккиет»

Ахмедов Х.,
главный научный
сотрудник
ГП «ИМР»

Холикулов Д.Б.
зам. директора по научной
работе и инновациям
Алмалыкского филиала ТашГТУ
им. И.Каримова, д.т.н., доцент

Tadqiqot maqsadi rudani qayta ishlash mahsulotlarini zararsizlantirish imkoniyatlarini o'rganishdir. Dumlarni dezinfeksiya qilish usulini tanlash boyitish va kanalizatsiya tozalangan chiqindi suvlarning iste'moli va sifati, reagentlarni etkazib berish va saqlash shartlari asosida amalga oshiriladi. Rudalarni qayta ishlash mahsulotlarining susayishi uchun ikki tomonlama temir reagentlar sifatida foydalanish katta qiziqish uyg'otadi. Ilgari siyanlash quyruqlari siyanidlar va rodanidlardan xloragentlar, arsenikdan sulfid-sulfat usuli bilan zararsizlantiriladi.

Tayanch iboralar: *stokirovka, sanoat, yog'ingarchilik, er-xotin temir, metall o'z ichiga olgan eritma, boyitish mahsulotlari, ajratish, himoya qilish, metallar.*

Целью исследования является изучение возможности обезвреживание продуктов переработки руд. Выбор метода обеззараживания хвостов обогащение и сточных вод осуществляют на основании расхода и качества очищенных сточных вод, условий поставки и хранения реагентов. Немалый интерес представляет использование в качестве реагентов двухвалентного железа для сгушаемости продуктов переработки руд. Предварительно хвосты цианирования обезвреживаются от цианидов и роданидов хлорагентами, от мышьяка сульфидно-купоросным методом.

Ключевые слова*: стоки, промышленность, осаждение, двухвалентное железа, металлсодержащий раствор, продукты обогащения, разделение, отстаивание, металлы.*

В промышленной практике образуется огромное количество разнообразных стоков, объем которых составляет несколько кубических километров в год. Все они подлежат необходимой обработке, цель которой – удаление загрязняющих веществ из стоков и рациональное использование полученных очищенных стоков и осадков. Проблема эта актуальна для всех промышленно развитых стран [1]. Глобальные негативные изменения в окружающей среде, техногенные загрязнения на поверхности в настоящее время требуют понимания того, что необходимо менять стратегию потребления природных ресурсов в пользу сбалансированного развития с использованием наукоемких технологий. Важное значение приобретают безотходные производства, переход к экологически безопасным технологиям, минимизирующий экологический риск и негативное воздействие на окружающую среду. Это важно для предприятий горно-металлургической отрасли, так как в отличие от большинства других отраслей, оказывает воздействие на природу. Добыча полезных ископаемых – один из наиболее мощных видов техногенеза. Специфическая особенность горнопромышленной местности – наложение техногенного загрязнения на поверхности – в почвах, растениях, водах, атмосфере. Характер воздействия горных производств на окружающую среду является одним наиболее масштабных и долговременных (табл. 1) [2, 3].

При этом, к наиболее опасным загрязнителям окружающей среды, поступающих в поверхностные водоемы при сбросе промышленных сточных вод, относятся бионеразлагаемые металлосодержащие соединения, оказывающие неблагоприятное воздействие на природу, которое проявляется уже при незначительных концентрациях [4].

В Узбекистане горно-металлургическая промышленность обеспечивает значительную часть внутреннего валового продукта и валютных поступлений в экономику страны. По прогнозным показателям многих видов полезных ископаемых, наша страна входит в число мировых лидеров. Добыча и переработка полезных ископаемых останется в перспективе одним из стратегических направлений экономики республики. При этом, задачи охраны недр и рационального использования минерального сырья, являются главенствующей ролью в природоохранной деятельности горных предприятий. Но наряду с этим все более актуальными становятся проблемы защиты земель, поверхностных и подземных вод, атмосферного воздуха, растительного и животного мира.

Известны работы [5] очистки сточных вод, в которых используются окислительные процессы, основанные на реакциях сильных окислителей - пероксида водорода и озона в присутствии катализаторов, как правило – комплексных ионов переходных металлов. Внимания заслуживают окислительные процессы, получившие название AOPs

Таблица 1

Сравнительная оценка воздействия различных видов промышленного производства на окружающую среду

Отрасль промышленности	Воздействие отраслей промышленности на элементы биосферы						
	Воздушный бассейн	Водный бассейн		Земная поверхность		Флора, фауна	Недра
		Поверхностные воды	Подземные воды	Почвенный покров	Ландшафт		
Химическая и нефтехимическая	Си	Си	Ср	Ср	Н	Ср	Н
Металлургическая	Си	Си	Н	Ср	Н	Ср	О
Целлюлозно-бумажная	Ср	Си	Н	Н	О	Н	О
Топливно-энергетическая	Си	Си	Н	Н	Н	Н	О
Строительство	Н	Н	Н	Ср	Ср	Н	Н
Транспорт	Ср	Ср	Н	Н	Н	Н	О
Горно-добывающая	Ср	Си	Си	Си	Си	Ср	Си

Прим.: О – отсутствует воздействие, Н – незначительное воздействие, Ср – воздействие средней силы, Си – сильное воздействие.

Таблица 2

Гранулометрическая характеристика продуктов обогащения

Наименование продукта	Класс крупности, *мм*	Выход, %	
		Частный	Суммарный
Гравиоконцентрат Аджибугут №1	+0,074 *мм*	61,3	61,3
	-0,074÷0,044	20,4	81,7
	-0,044÷0,020	12,7	94,4
	-0,020÷0	5,6	100,0
	∑	100,0	
Хвосты гравитации Аджибугут №1	+0,074 *мм*	17,0	17,0
	-0,074÷0,044	24,0	41,0
	-0,044÷0,020	39,3	80,3
	-0,020÷0	19,7	100,0
	∑	100,0	
Флотоконцентрат Аджибугут № 2	+0,074 *мм*	12,0	12,0
	-0,074÷0,044	35,0	47,0
	-0,044÷0,020	23,0	70,0
	-0,020÷0	30,0	100,0
	∑	100,0	
Хвосты гравитации Аджибугут №2	+0,074 *мм*	16,7	16,7
	-0,074÷0,044	37,4	54,1
	-0,044÷0,020	30,0	84,1
	-0,020÷0	15,9	100,0
	∑	100,0	

(Advanced Oxidation Processes; - также уместен перевод - передовые, усовершенствованные и т.д.), суть которых заключается в жидкофазном цепном окислении примесей генерированными высокореакционными частицами активированного кислорода.

В статье [6] исследуется процесс очистки сточных вод производства меди и цинка озоном. Изменения концентрации озона и ионов металлов изучали в зависимости от *pH* раствора и температуры. В результате исследований по окислению примесей, содержащихся в сточных водах производства меди и цинка, определены параметры процесса - расход озона, продолжительность процесса, *pH*, концентрация катализатора, температура процесса, что позволило очистить и вернуть сточные воды в производство, а также получить осадок соединений металлов. Установлено, что за 60 *мин* очистки сточных вод озоном концентрация металлов (Fe, Zn, Cu) снизилась до уровня <0,1 *мг/л*, что на порядок ниже, чем ПДК металлов в воде. Степень очистки металлов составила 98%.

Таблица 3

Краткая характеристика и дозировка реагентов, используемых при проведении очистки сточных вод

Номенклатура применяемых реагентов	Активность, %	Рабочая концентрация, %	Время использования реагентов, сутки
Известь	74,0	5,0	3
Гипохлорит кальция (по активному хлору)	40,0	2,0	2
Железный купорос	54	10,0	2
Сернистый натрий	55	1,0	1
ПАА (полиакриламид)	100	0,1	3
УФ (унифлок)	100	0,1	3
Сернокислый алюминий	100	5,0	3

На основании полученных результатов разработана технологическая схема очистки сточных вод производства меди и цинка озоном.

При комбинированном методе, который является экологически более чистым, выбор совокупности методов обезвреживания, зависит в большей мере от происхождения сточных вод, их объема и концентраций загрязнителей, требований к качеству очищенной воды. При их использовании происходит полное разложение трудноокисляемых загрязняющих веществ. Перспективно также комплексное использование физико-химических и биологических методов, с целью снижения общего объема реактора и минимизации энергии и материалов. Практика комбинированных методов обезвреживания трудноокисляемых органических соединений, показывает, что окислительное разложение органических загрязнителей, оправдано лишь при глубокой доочистке воды, после выделения основной массы загрязняющих веществ на предварительных стадиях обработки. В связи с этим заслуживают внимания исследования по разработке способов очистки сточных вод, в которых в одном устройстве одновременно могут протекать несколько физико-химических процессов [6-7].

Выделение сточных вод в горно-металлургической отрасли Узбекистана при обогащении полезных ископаемых сводилось к получению жидких фаз от сгущения концентратов и хвостов. Изучены гранулометрические характеристики продуктов обогащения месторождения Аджибугут (гравио- и флотоконцентратов, хвостов гравитации после их доизмельчения до 85% кл. – 0,074 *мм*) и установлено, что основная часть (80-84%) хвостов гравитации руд месторождений Аджибугут состоит из класса крупности -0,044÷0,020 *мм* (табл. 2).

Таблица 4

Результаты химического анализа жидких фаз продуктов переработки руд месторождений Аджибугут (*г/м³*)

Наименование показателей	Хозпитьевая вода Ташкентского водопровода	Жидкая фаза измельченной руды	Жидкая фаза флотоконцентрата	Жидкая фаза хвостов флотации
pH	7,2	8,3	8,2	8,3
Сухой остаток	185,0	1050	475	825
Общая минерализация	177,8	946,2	451,8	803,6
Катионы: K^+	2,8	43	33,3	51,0
Na^+	11,5	250	53,6	207,0
Ca^{++}	40,0	24,0	44,0	22,0
Mg^{++}	7,3	14,6	15,8	10,9
Сумма катионов	61,6	331,6	146,4	290,9
Анионы SO^{2-}_4	29,8	436,2	214,0	349,8
Cl^-	5,7	14,2	17,8	17,8
1/2 HCO_3^-	73,2	305,1	134,2	137,3
CO^{2-}_3	-	-	-	-
S^2	-	-	0,5	0,6
Сумма анионов	108,7	606	289,4	505,5
SiO_2	7,5	8,6	6,0	6,7
CN^-	-	-	-	-
CNS^-	-	-	-	-
As	-	0,8	0,8	0,5
ХПК, *г/м³*	22,0	18,0	72	60,0
Т-92	-	11,3	11,3	9,4

Таблица 5

Определение расхода железного купороса на создание избытка двухвалентного железа

Расход железного купороса			pH пульпы в процессе очистки	Остаточная концентрация, г/м³		Условия проведения экспериментов
	По $FeSO_4$					
	г/м³	г/т		As	Fe^{2+}	
Аджибугуттех. проба №2						
0	0	0	8,3	0,5	н/о	Объем пульпы на 1 опыт 0,2 дм³, агитация на бутылочном агитаторе
100	271	474	8,1	0,3	1,4	
200	542	948	8,0	0,2	1,55	
300	813	1422	7,8	0,1	1,8	

Таблица 6

Влияние расхода моносульфида железа на очистку сточных вод от мышьяка

Первоначальный расход $FeSO_4$, г/м³	Расход реагентов на очистку				Концентрация в пульпе образовавшегося моносульфида железа, г/м³	pH после очистки	Остаточная концентрация As, г/м³
	$FeSO_4$		Na_2S				
	г/м³	г/т	г/м³	г/т			
Месторождение Аджибугут тех.проба №2							
300	16	26,4	22	36,3	25,0	7,2	0,1
300	32	52,8	44	72,6	50,0	7,1	0,08
300	48	79,2	66	106,9	75,0	7,1	0,05
300	64	105,6	88	145,2	100,0	7,1	0,05

Концентрация железного купороса в этих опытах 10% и сернистого натрия – 2%.

Выбор метода обеззараживания хвостов обогащения и сточных вод осуществляют на основании расхода и качества очищенных сточных вод, условий поставки и хранения реагентов. Также выбор метода обеззараживания определяется не только технико-экономическими показателями, но и экологическими требованиями. Известны несколько способов очистки хвостов обогащения и сточных вод: применение реагентов (известь, гипохлорит кальция, железный купорос, сернистый натрий, полиакриламид, сернокислый алюминий), хлорирование, γ- и УФ-облучение, озонирование и др. (табл. 3).

С целью определения солевого состава сточных вод, проверки содержания в них вредных примесей существующим предельно-допустимым (ПДК) жидкие фазы конечных продуктов переработки подвергнуты общему химическому анализу. Анализ питьевой воды Ташкентского водопровода, на котором проводились технологические исследования, показывает низкие значения минерализации (177,8 *г/м³*), жесткости, концентрации сульфат-ионов (29,8 *г/м³*) является благоприятным фактором для проведения на такой воде технологических опытов (табл. 4). Результаты химического анализа жидких фаз продуктов переработки руд месторождений Аджибугут показывает увеличение общей минерализации после введения реагентов в процессе флотации, цианирования и обезвреживания. Отмечается содержание мышьяка, серы в концентрациях, превышающих ПДК (руды месторождения, Аджибугут). При использовании процесса цианирования обязательной операцией является очистка от ионов CN^- и CNS^-. Метод заключается в переводе токсичных ионов CN^- и CNS^- в нетоксичные «цианаты» путем обработки стоков гипохлоритом кальция $Ca(OCl)_2$ в виде «хлорного молока» (2% по активному хлору) в течение 30 *мин*. Гарантией отсутствия растворенных цианидов и роданидов являлось наличие остаточной концентрации активного хлора в количестве 20-30 *мг/л*. Немалый интерес представляет использование в качестве реагентов двухвалентного железа для сгушаемости продуктов переработки руд (табл. 5). В жидкой фазе хвостовых пульп руды месторождения Аджибугут отмечено содержание мышьяка 0,5-0,8 *г/м³*, т.е. требуется очистка от него до ПДК (0,05 *г/м³*).

Очистка велась сульфидно-купоросным методом. Очистка проводилась в 2 этапа, сначала подбирался расход железного купороса для создания избытка ионов двухвалентного железа в количестве 1,5-2 *г/м³* с одновременным контролем остаточных концентраций ионов Fe^{2+} и As. Удовлетворительным является расход железного купороса 300 *г/м³*, избыток железа, в этом случае, составляет 1,8 *г/м³*.

Второй ступенью очистки от мышьяка является его соосаждение со свежеобразованным осадком моносульфида железа, полученного из железного купороса и сернистого натрия (табл. 6).

Как видно из полученных данных, для достижения ПДК по мышьяку расход железного купороса составляет 106 *г/т* (валовый расход $FeSO_4$ – 1510 *г/т*). В хвостовых пульпах руды Аджибугута отмечено содержание 0,4-0,5 *г/м³* сульфидной серы.

Если принять во внимание, что ПДК этого компонента – полное отсутствие, при реализации схемы в промышленных условиях возможно потребуется очистка от ионов S^{2-}. Последняя обычно осуществляется добавлением в пульпу железного купороса с одновременной аэрацией. Учитывая, что очистку от мышьяка проводили тоже с использованием железного купороса, провели содержание S^{2-} в очищенных от мышьяка пульпах. Результаты анализов показали отсутствие ионов S^{2-} в очищенных пульпах.

Лабораторные технологические исследования руд, анализ результатов по очистке сточных вод от взвешенных частиц, токсичных ионов, данные солевого состава жидких фаз продуктов обогащения позволяют в первом приближении рекомендовать организацию системы полного внешнего водооборота при обогащении руд в промышленных условиях.

Общий сток схемы формируется из пульпы хвостов сорбционного цианирования и жидких фаз продуктов обогащения (гравио-, флотоконцентратов, слива сгущения хвостов гравитации). Предварительно хвосты цианирования обезвреживаются от цианидов и роданидов хлорагентами, от мышьяка сульфидно-купоросным методом. Для увеличения скорости осветления пульпы в общий сток добавляется полиакриламид.

После отстаивания в хвостохранилище слив вместе с подпиточной свежей водой (оборотная вода) закачивается в накопительные емкости обогатительной фабрики, откуда затем поступает в систему фабричного водоснабжения.

Библиографический список:

1. Балакирев В.Ф. Обработка агрессивных промышленных стоков / В.Ф. Балакирев, В.И. Аксенов, И.И. Ничкова, В.В Крымский – Москва: РАН, 2019. – 115 с.

2. Воробьев А.В., Каргинов К.Г., Ананикян С.А., Одинцова Е.С. Оценка воздействия на окружающую среду предприятий горной промышленности // Экологическая экспертиза.-2002.- №3. С. 96-104.

3. Гончарук В.В. Вода: проблемы устойчивого развития цивилизации в XXI веке // Химия и технология воды. – 2004. – Т.26, №1. С. 3-25.

4. Скурлатов Ю.И., Дука Г.Г., Мизити А. Введение в экологическую химию // – М.: Высшая школа, –1994. 400 с.

5. Ikehata K., El-Din M.G. Degradation of recalcitrant surfactants inwastewater by ozonation and advanced oxidation processes: a review // Ozone Sci. Eng. –2004. Vol. 26, Issue 4. pp. 327-343.

6. Холикулов Д.Б., Нормуротов Р.И.Исследования по очистке сточных вод медного и цинкового производства озоном Горный вестник Узбекистана. 2020 № 1 (80) , С. 90-95.

7. Цыбикова Б.А., Рязанцев А.А., Ханхасаева С.Ц. и др. Обезвреживание жидких отходов процесса гидрометаллургической переработки золотосодержащих концентратов // Химия в интересах устойчивого развития. – 2000. –Т.8. - №3. С. 445-452.

УДК 622.342

ВНЕДРЕНИЕ ИННОВАЦИОННЫХ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИХ РАЗРАБОТОК И ОПТИМИЗАЦИЯ ЗАТРАТ В НАВОИЙСКОМ ГМК

Raqobatbardoshlikni saqlab qolish uchun uzoq muddatli mavjudotga qaratilgan kon ishlab chiqarish doimo innovatsion echimlarni izlash va amalga oshirish bilan birga bo'lishi kerak. Innovatsiyalar muayyan murakkabliklarga duch keladi, ular tog' - kon sanoati va individual jarayonlarning samaradorligini sezilarli darajada oshirish uchun manba/zaxiradir. Bu, ayniqsa, sanoat inqirozi davrida muhim rivojlanish yo'nalishi ishlab chiqarish jarayonlarini optimallashtirish, tannarxni pasaytirish, yangi mahsulotlarni yaratish orqali sotish samaradorligini oshirish va h. k.

Tayanch iboralar: *bozor tizimi, mineral-xomashyo bazasi, innovatsiya, noyob va noyob metallar, ilmiy-texnikaviy taraqqiyot, iqtisodiy salohiyat.*

Для сохранения конкурентоспособности, горное производство, нацеленное на долгосрочное существование, должно сопровождаться непрерывным поиском и внедрением инновационных решений. Инновации сталкиваются с определенными сложностями внедрения, они являются источником/резервом для существенного роста эффективности горных производств и отдельных процессов. Это особенно необходимо в периоды кризиса промышленности, когда важное направление развития принимает оптимизация производственных процессов, снижение себестоимости, повышение эффективности продаж за счёт создания новых продуктов и т.д.

Ключевые слова: *рыночная система, минерально-сырьевая база, инновация, благородные и редкие металлы, научно-технический прогресс, экономический потенциал.*

Эргашев У.А.,
начальник
технологического отдела
НГМК, д.т.н.

Холмуродов Б.О.,
начальник службы
технического контроля
НГМК

Модернизация национальной экономики Республики Узбекистан вызвала необходимость детального изучения практики экономической деятельности предприятий в условиях рыночной системы хозяйствования. В первую очередь это касается минерально-сырьевой отрасли, которая в современной экономике многих государств занимает базовое место.

В республике последовательно принимаются меры по повышению эффективности использования и воспроизводства минерально-сырьевой базы, активному привлечению инвестиций с целью наращивания мощностей горнодобывающих и перерабатывающих предприятий. Приняты долгосрочные программы, направленные на ускоренное развитие, модернизацию и расширение производства крупных предприятий горно-металлургической отрасли, такие как Алмалыкский горно-металлургический (АГМК) и Навоийский горно-металлургический (НГМК) комбинаты.

Навоийский горно-металлургический комбинат, входящий в десятку ведущих мировых компаний производителей золота и урана, является единственным горнодобывающим предприятием, освоившим полный цикл производства от разведки запасов в недрах, добычи руды и её переработки до получения закиси урана и готовых слитков золота и серебра высшей пробы, отвечающим требованиям мирового рынка.

Строительство НГМК положило начало крупномасштабному освоению огромных минеральных богатств Кызылкумского региона, имеющие стратегическое значение для экономики страны. Большая заслуга в мировом признании высокого качества узбекского золота, росте золотовалютных резервов республики и ее экономического потенциала принадлежит многонациональному коллективу НГМК

Особенно нужно отметить, что производственно-техническая и экономическая деятельности НГМК направлены на внедрение инновационных, научно-технических разработок и оптимизации затрат. В частности проводимая огромная работа по снижению себестоимости продукции в свою очередь обеспечивает конкурентоспособность продукции комбината на мировом уровне и служить основным фактором укрепления его финансового состояния. В целях обеспечения дальнейшей финансовой устойчивости подробно проанализированы вопросы налогообложения горно-металлургической отрасли и разработаны предложения по его совершенствованию.

Сегодня Навоийский горно-металлургический комбинат является крупнейшим промышленным гигантом Узбекистана, который добывает золото и серебро, уран, редкие металлы, производит сырьё для промышленности стройматериалов и станкостроения, широкий ассортимент потребительских товаров.

На долю комбината приходится 10 процентов всей производимой в стране промышленной продукции и около 18 процентов доходов государственного бюджета.

Комбинат успешно применяет результаты (новизны) научно-технического прогресса и инновационных технологий в производстве, что приводит к снижению себестоимости выпускаемой продукции и увеличивает его конкурентоспособность. НГМК входя в первую десятку крупнейших мировых компаний-производителей золота наряду с такими компаниями как канадская Barrick Gold, американская Newmont Mining, южноафриканскими AngloGold Ashanti и Gold Fields производит золота с наименьшей себестоимостью.

В условиях рыночной экономики каждое предприятие должно обладать стратегией развития на основе инновационной деятельности. Так как инновации – это будущее, производство немыслимо без инновационных технологий. За последние годы в НГМК проводится научно-исследовательская работа по развитию отрасли на основе тщательно продуманной и рассчитанной на долгие годы стратегии, создаются новые производственные мощности, в которых применяются энерго- и ресурсосберегающие технологии.

В месте с этим инвестиционная деятельность комбината, в основном обеспечивает реализацию Программы увеличения выпуска драгоценных металлов до 2026 года, что является стратегической задачей комбината на долгосрочную перспективу. Кроме того, успехи инженерно-технического состава, инженеров коллектива, дополняет инновационную направленность комбината. То есть, идеи, разработанные инженерами комбината, успешно применяются в производстве для совершенствования технологического процесса и снижению себестоимости продукции.

Управление инновациями – это изменения с целью внедрения и использования новых видов оборудования, процессов, обновления различных сторон инновационной деятельности предприятия. Опыт Навоийского ГМК наглядно свидетельствует, что инновации необходимы, управляемы и всегда оправдывают ожидаемых результатов. Управление инновациями – ключ к поддержанию высокой эффективности производства. Самое главное, подготовлены образованные и отважные местные кадры, способные управлять современными производственными предприятиями на основе инновационных технологий.

НГМК имеет мощный производственный и кадровый потенциал. В системе комбината сегодня успешно функционируют - Центральная научно-исследовательская лаборатория, Центральное конструкторское бюро, Центральное проектное бюро, Центральная лаборатория

Гамма-Активационного анализа Центрального рудоуправления, Центральная физико-химическая лаборатория Северного рудоуправления, полевая аналитическая лаборатория Южного рудоуправления, Центральные заводские лаборатории на ГМЗ-2, ГМЗ-3, ГМЗ-4 и ГМЗ-5. На предприятии трудится 8 докторов наук и 29 кандидатов наук, в том числе 5 кандидатов наук от прекрасной половины человечества - женщин.

В 2018 году была принята Программа инновационного развития НГМК до 2026 года в которой представлено 105 инновационных проектов, внедрение которых создаст большие предпосылки для повышения эффективности добычи и переработки золотосодержащих руд и урана, снижения себестоимости продукции и расширения объемов экспортной продукции. По предварительным подсчетам, экономический эффект от вышеотмеченных проектов будет составлять 1267 *млрд. сум*.

Программой предусматривается внедрение современных методов оценки запасов полезных ископаемых, их комплексной и экономически рациональной выемки с учетом охраны окружающей среды и безопасности ведения работ, современных способов отработки недр и новейших технологий по увеличению извлечения золота. В сфере машиностроения и металлургии планируется разработка и освоение новых видов материалов, а также локализация технологического оборудования и запасных частей.

Так, в соответствии с Постановлением Кабинета Министров Республики Узбекистан от 12 января 2018 года №24 «О мерах по созданию эффективных механизмов внедрения научно-инновационных разработок и технологий в производство» создан Фонд инновационного развития НГМК и четко определены источники финансирования данных проектов. Отчисления фонду в 2018 году составили 16,4 *млрд. сум*., увеличившись в 2020 году до 25,0 *млрд. сум*.

Не секрет, что внедрение современных инновационных технологий тесно связано со значительными финансовыми вложениями, именно поэтому научно-технический совет (НТС) НГМК тщательно анализирует каждый инновационный проект, изучает и прорабатывает, привлекая к этому процессу ученых Академии наук Узбекистана, специалистов ведущих проектных организаций, исследовательских институтов, ВУЗов страны, а также иностранных компаний.

Комбинат успешно сотрудничает с ведущими зарубежными учреждениями как “OUTOTEC” (Финляндия), АО “ВНИПИпромтехнологии” (Россия), ЗАО “РИВС” (Россия), ВНИМИ (Уральский филиал, Россия), ОАО “Иргиредмет” (Россия), “Integra-Group” (США), ООО “Интегра РУ” (Россия), инжиниринговая фирма “ENGINEERING DOBERSEK GmbH” (Германия).

Одним из ярких результатов работ является установка «обжига», собранная на ГМЗ-3 Северного Рудоуправления совместно со специалистами компании «ENGINEERING DOBERSEK GmbH», благодаря которой появилась возможность более чем в два раза снизить содержание золота в отвальных хвостах, тем самым значительно повысить извлечение и выпуск золота на ГМЗ-3, которое в итоге естественно сказывается на себестоимости выпущенной продукции. По данному проекту был получен патент в нашей стране по технологическому процессу и в Германской республике по технологическим установкам.

За последние десять лет, специалистами комбината в патентных ведомствах Узбекистана, России, Украины, Германии и Швейцарии запатентовано более 35 изобретений.

В настоящее время 16 изобретений используются в производственном процессе, по 12 изобретениям проводятся опытные испытания и дополнительные исследования. Экономический эффект от внедрения изобретений за 2011-2019 годы составил более 426,6 *млрд. сум*.

Отрадно и то, что разработка и внедрение изобретения «Способ извлечения золота из упорных сульфидных золотомышьяковых руд» (патент № IAP 05134), впервые в истории горно-металлургической промышленности Республики Узбекистан, в 2017 году стал победителем конкурса проводимой Всемирной организацией интеллектуальной собственности (ВОИС) при ООН и авторам изобретения - сотрудникам НГМК присуждена золотая медаль «За изобретательство».

Промышленное внедрение данного изобретения позволило существенно увеличить выпуск драгоценного металла на Гидрометаллургическом заводе №3.

Как известно, рационализаторское предложение, как элемент научно-технического творчества, массовое участие рабочих и инженеров в техническом творчестве, при наличии эффективной системы организации, управления и стимулирования рационализаторской деятельности, позволяет получить значительный экономический эффект (Рис.1.).

Рис.1. Экономический эффект от использования изобретений на подразделениях НГМК в 2011 – 2019 гг.

В подразделениях НГМК действует система поощрения и стимулирования изобретательской деятельности, а также программы по развитию технического творчества молодежи, проводятся ежегодные конкурсы «Лучший изобретатель», «Лучший молодой рационализатор». Так, в 2018 году от специалистов и работников НГМК поступило 86 рационализаторских предложений, в 2019 году 90 рационализаторских предложений. Вот уже второй год среди молодежи НГМК проводится конкурс «Лучшая инновационная идея и рационализаторское предложение». В начале 2020 года по итогам 2019 года проведен конкурс «Лучшая инновационная идея и рационализаторское предложение - 2019». Для участия в конкурсе поступило 47 заявлений от 39 авторов рационализаторских предложений из числа работников комбината в возрасте до 35 лет. Ожидаемый экономический эффект от внедрения данных предложений будет составлять 39,6 *млрд. сум*.

В последние годы в Узбекистане принимаются меры по улучшению инновационной среды, всесторонней поддержки Академии наук Узбекистана, ВУЗов и научных центров, по дальнейшему углублению интеграции науки, образования и производства.

В этом направлении комбинат успешно сотрудничает с такими институтами как ГП «Научно-исследовательский институт минеральных ресурсов» (ГП «ИМР»), Институт микробиологии, Ташкентский государственный технический университет имени Ислама Каримова, Национальный университет Узбекистана имени Мирзо Улугбека, Навоийский государственный горный институт, Учебно-экспериментальный центр высоких технологий при Министерстве инновационного развития, Институт ядерной физики,

Рис.2. Сотрудничество институтов Академии наук, ВУЗов и научных центров Республики с Навоийским ГМК

Институт геологии и геофизики имени Х.М. Абдуллаева, Физико-технический институт НПО «Физика-солнце» при Академии наук Республики Узбекистан и др.

За период с 2010 по 2019 годы количество договоров, заключенных на осуществление инновационных научно-исследовательских работ с вышеотмеченными институтами, увеличилось в более чем 5 раз, а рост финансирования данных работ существенно возрос с 600 *млн. сум* до 15,9 *млрд. сум*. Совместно с учёными института ядерной физики АН Узбекистана проводятся исследования возможности экспресс-анализа на содержание золота, серебра и других элементов, редкоземельных и радиоактивных металлов в геологических пробах для оперативного составления сортовых планов с целью обеспечения полноты отработки запасов месторождений. Для этих целей разрабатываются стандартные образцы предприятия (СОП) используемые в качестве эталонов при проведении гамма-активационного и пробирного анализов. Это, в свою очередь позволит значительно улучшить качество и достоверность результатов анализа геологических проб, проводимых в Центральной лаборатории гамма-активационного анализа, а также проведение внутреннего, внешнего и арбитражного контроля в физико-химических и заводских лабораториях комбината, согласно требованиям Государственных стандартов.

С учёными Навоийского государственного горного института проводятся исследования химических и физико-химических процессов при бактериальном окислении флотоконцентрата в реакторах биоокисления ГМЗ-3. По результатам исследований изучены закономерности влияния параметров (pH среды, перехода золота в раствор, реакционные способности биологической среды продолжительности и др.) процесса бактериального окисления флотоконцентрата в реакторах биоокисления.

Результаты данной работы легли в основу внедрения оперативной системы пробоотбора в реакторах биоокисления с выполнением экспресс - анализов на современных приборах.

Совместно со специалистами и учёными ГП «ИМР», с помощью электронного микроскопа с разрешающей способностью до 1000 нанометров, проводятся исследования по анализу состава горных пород, руд и продуктов их технологической переработки, в том числе, и по определению минералогического состава, форм нахождения ценных компонентов в различных переделах гидрометаллургических производств. А так же ведутся работы по попутному извлечению вольфрама в продуктах ГМЗ-2.

В рамках постановления Президента Республики Узбекистан №-4740 от 08.06.2020 года «О мерах по организации деятельности Университета геологических наук в системе Государственного комитета Республики Узбекистан по геологии и минеральным ресурсам» Навоийским ГМК заключены контракты на проведение научно-исследовательских работ на период 2020-2025 годы, на сумму 84 *млрд. сум*.

В целях реализации данных работ с ГП «Институт минеральных ресурсов» и «Институтом геологии и геофизики имени Х.М. Абдуллаева» разработаны и утверждены Дорожные карты.

Также постановлением Президента предусмотрено создание лаборатории геоинновационных технологий Университета геологических наук с привлечением средств Навоийского и Алмалыкского ГМК.

В целом, располагая большим пакетом уникальных технологий, обладая золотым фондом кадров - профессионалов высокой квалификации, НГМК стал инновационным кластером, вокруг которого сформировался крупный экономический регион.

Библиографический список:

1. Постановление Кабинета Министров Республики Узбекистан от 12.01.2018 г. №24 «О мерах по созданию эффективных механизмов внедрения научно-инновационных разработок и технологий в производство».

2. Программа инновационного развития Навоийского горно-металлургического комбината до 2026 года, утвержденная приказом от 5.02.2018 г. №117.

3. Программа инновационного развития Навоийского горно-металлургического комбината до 2020 года, утвержденная приказом от 4.01.2020 г. №5.

4. Санакулов К.С., Мадаминов Ш.М., Валиев М.В. Проблемы развития инновационной деятельности Навоийского ГМК. Издательство «Бухоро», 2011. 404 с.

5. Санакулов К. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. –Т.: «Фан» АН РУз., 2009. 404 с.

6. Кадыров А.А., Санакулов К.С., Бибик И.П. Концептуальные основы стратегии инновационного развития Кызылкумского региона. Издательство «Узбекистон», 2013, 400 с.

7. Санакулов К.С. НГМК – лидер горнодобывающей отрасли Узбекистана Горный вестник Узбекистана. № 4, 2018. С. 8-13.

8. Санакулов К.С., Становление крупнейшего инновационного горно-металлургического кластера на базе НГМК. Сборник научных статьей, Международная научная конференция «Инновация-2019» Toshkent 2019. С. 4-23.

УДК 62-83:621.313.33

РАЗРАБОТКА КОМПЛЕКСНОЙ МОДЕЛИ АСИНХРОННОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА В СРЕДЕ ANSYS




Эшмуродов З.О.,
доцент кафедры «Автоматизация и управление» НГГИ

Исмоилов М.Т.,
ассистент кафедры «Автоматизация и управление» НГГИ

Арзиев Э.И.,
ассистент кафедры «Автоматизация и управление» НГГИ

Ибодуллаев Ф.К.,
студент кафедры «Автоматизация и управление» НГГИ

Zamonaviy elektr yuritmaning alohida tashkil etuvchilari samaradorligiga, shuningdek elektr yuritmaning elektrotexnik kompleks sifatida samaradorligiga oshib borayotgan talablar, manba kuch kanalidan to mexanizmgacha elektrodinamik, termodinamik va mexanik jarayonlar xususiyatlarini to'liq hisobga olishni talab qiladi. Modellash bazasida loyihalashdan ekspluatasiyada holatni diagnostikasigacha bo'lgan ko'plab murakkab muxandislik masalalarni echish imkonini beruvchi kompyuter dasturlarini yaratish juda muxim vazifa hisoblanadi. Maqolada tiristorli kuchlanish o'zgartirgichli asinxron elektr yuritmaning ANSYS dasturiy vositasini qo'llab kompleks modelini yaratish xususiyatlari ko'rib chiqilgan. Kompleks modelni asosiy elementi motorni 2D-elektrodinamik modeli hisoblanadi. Bundan tashqari kompleks model tarkibiga motorning 6 – massali issiklik almashtirish sxemasi asosida shakllantirilgan termodinamik modeli xam kiradi. Modellash natijasida motorning ishga tushirish jarayonidagi momenti va tezligi diagrammasi, stator toki amplitudasi va ventillar ochilish burchagi, motor statori cho'lg'ami harorati ishga tushirish jarayonidagi o'zgarishi bog'liqliklari olindi.

Tayanch iboralar: *model, asinxron motor, ANSYS, kuchlanishni tiristorli tshzgartirgich, elektrodinamik model, termodinamik model, uch fazali sinusoidal kuchlanish manbai, tiristorli kalitlar.*

Возрастающие требования к эффективности отдельных составляющих современного электропривода, а также к эффективности в целом электропривода как электротехнического комплекса, требуют все более полного учета особенностей электродинамических, термодинамических и механических процессов в силовом канале от сети до механизма. Таким образом, создание компьютерных программ, базирующихся на модельном подходе и позволяющих решать множество сложных инженерных задач, начиная от проектирования до проблем диагностики его состояния в ходе эксплуатации, является весьма актуальной задачей. В статье рассматриваются особенности построения комплексной модели асинхронного электропривода с тиристорным преобразователем напряжения с использованием программных средств ANSYS и представлены результаты моделирования. Основным элементом комплексной модели является электродинамическая 2D-модель двигателя. Помимо этого, в состав комплексной модели входит термодинамическая модель двигателя, сформированная на основе 6-ти массовой тепловой схемы замещения двигателя. В результате моделирования получены диаграммы момента и скорости двигателя при пуске, амплитуда тока и угол открытия вентилей, температура пазовой части обмотки статора двигателя

Ключевые слова: *модель, асинхронный двигатель, ANSYS, тиристорный преобразователь напряжения, электродинамическая модель, термодинамическая модель, источник трехфазного синусоидального напряжения, тиристорный ключ.*

Возрастающие требования к эффективности отдельных составляющих современного электропривода, а также к эффективности в целом электропривода, как электротехнического комплекса, требуют все более полного учета особенностей электродинамических, термодинамических и механических процессов в силовом канале от сети до механизма. Это приводит к переходу на новый уровень сложности решаемых задач конструирования, управления и эксплуатации электропривода (включая задачи диагностики и защиты), на котором уже не работают простейшие аналитические методы, связанные с существенной идеализацией объекта исследования. Только современные подходы, основанные на использовании в исследовательской практике математических моделей электроприводов, достаточно полно учитывающих разнообразные особенности их работы, позволяют принимать оптимальные решения на этапе проектных исследований и эксплуатации. Таким образом, создание компьютерных программ, базирующихся на модельном подходе и позволяющих решать множество сложных инженерных задач, начиная от проектирования до проблем диагностики его состояния в ходе эксплуатации, является весьма актуальной задачей.

Следует отметить тесную связь и взаимовлияние друг на друга отдельных составляющих электропривода, которые весьма сложно учесть без использования моделирования. Например, взаимозависимость задачи оценки теплового состояния электрической машины с особенностями функционирования полупроводниковых преобразователей для ее питания [1 - 3], в частности, увеличение потерь в двигателе при использовании широтно-импульсной модуляции [4,5]. Также необходимо отметить важность модельного подхода для адекватного отображения процессов, происходящих в сложной механической части некоторых современных электроприводов, например, моделирование волновых явлений в пространственно-распределенных механических системах [6,7]

Необходимо отметить, что значительную актуальность имеет создание моделей для асинхронных электроприводов, поскольку количество используемых асинхронных двигателей (АД) общего назначения составляет около 90% от всех используемых двигателей и они потребляют около 40% вырабатываемой в стране энергии [8,10,12].

Математическое моделирование ориентировано на расчет и анализ структуры асинхронного электропривода, содержащего асинхронный двигатель (АД), полупроводниковый преобразователь (ПП), систему автоматического управления двигателем, систему автоматического управления полупроводниковым преобразователем. При математическом описании АД, ПП использован метод разделения на взаимосвязанные части. [11].

При описании ПП используется метод моделирования систем при переменной структуре, который заключается в том, что ключевые элементы рассматриваются как идеальные ключи, которые в открытом (замкнутом) состоянии замыкают накоротко участки электрических цепей, а в закрытом (разомкнутом) состоянии разрывают их. При таком описании из электрических схем исключаются попеременно те или иные ветви, а структура системы является переменной. Каждой комбинации открытых и закрытых ключей соответствует своя система уравнений. При каждом изменении комбинации ключей осуществляется переход к решению другой системы уравнений.

Достоинства такого описания систем заключаются в том, что в каждый момент времени решается система уравнений минимального порядка, сокращаются затраты машинного времени. [11]

В общем случае комплексная модель асинхронного электропривода может включать в себя следующие блоки (следуя по направлению потока энергии):

-модель питающей сети;

-модель преобразовательного агрегата (тиристорный преобразователь напряжения или преобразователь частоты) с моделью системы управления;

-электродинамическую модель АД;

- энергетическую модель АД;

- термодинамическую модель АД и модель изменения ресурса изоляции обмоток;

- модель механической части привода;

- деформационно-силовые модели двигателя и механической части привода.

Блочное построение комплексной модели создает возможность формировать отдельные блоки на различном уровне детализации в соответствии с потребностями решаемой задачи. Это позволяет избежать вычислительных сложностей, связанных с отличающимся на несколько порядков темпом протекания процессов в различных блоках модели и ограничиться доступным уровнем вычислительных возможностей.

На рис. 1. показан один из примеров построения комплексной модели электропривода с использованием программных средств ANSYS. [11].

В практике моделирования электроприводов широко используется математическая модель асинхронного двигателя, записанная в обобщенных переменных, входящих в систему уравнений [9]. Эта модель дает возможность определить основные переменные, характеризующие состояние двигателя, но предполагает наличие существенных допущений, связанных с идеализацией АД. Поэтому она в принципе не

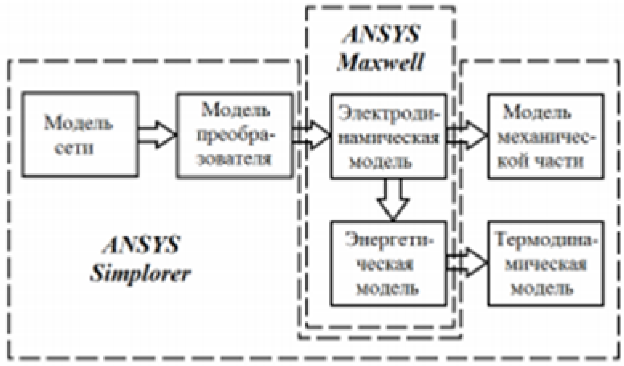


Рис.2. Структура комплексной модели в ANSYS

позволяет решить задачи, требующие учета не синусоидального распределения магнитодвижущей силы в зазоре, расчета динамических усилий, возникающих в элементах конструкции двигателя, в частности, в лобовых частях и в стержнях ротора, оценки влияния высших гармоник, что особенно актуально в случае питания двигателя от полупроводниковых преобразователей различного типа, характеризующихся высоким уровнем высших гармонических в питающем напряжении.

Задачей исследования является создание на основе программного пакета ANSYS комплексной модели асинхронного электропривода с тиристорным преобразователем напряжения (ТПН), структура которой показана на рис. 2.

Основным элементом комплексной модели является электродинамическая 2D-модель двигателя, полученная с помощью специального инструмента RMxprt из пакета ANSYS Maxwell. Такой способ моделирования в Maxwell является наиболее простым. В RMxprt требуется задать только основные технические параметры двигателя, такие как геометрические размеры его конструктивных элементов, материалы, номинальные данные (полный перечень таких параметров для двигателей серии 4А доступен в справочнике [8]). Из полученной RMxprt - модели Maxwell может автоматически построить конечно-элементную 2D или 3D модель двигателя. Сборка основной схемы модели осуществляется в ANSYS Simplorer из стандартных функциональных блоков: источника трехфазного синусоидального напряжения, тиристорных ключей, образующих схему ТПН, модели СИФУ, включающей в себя блоки источника пилообразного сигнала и компараторы для управления каждым тиристором. Так же из стандартных блоков построена система управления, замкнутая по току статора, содержащая ПИ-регулятор тока.

Выходом системы управления является задание на угол открытия вентилей ТПН. Механическая часть, в данном случае, представлена жестким приведенным звеном с вентиляторным моментом нагрузки. Помимо этого, в состав комплексной модели входит термодинамическая модель двигателя, сформированная на основе 6-ти массовой тепловой схемы замещения двигателя, использующая данные по потерям, поступающим из Maxwell.

Использовались следующие параметры модели: амплитуда напряжения сети 310 *В*; частота 50 *Гц*; двигатель 4А280S6У3 (номинальная мощность P_N = 75 *кВт*, число пар полюсов p = 3, номинальное скольжение s_N = 0,02); момент сопротивления:

$$M_c = \frac{M_N \cdot \omega^2}{\omega^2{}_N} = 7{,}09\omega^2$$

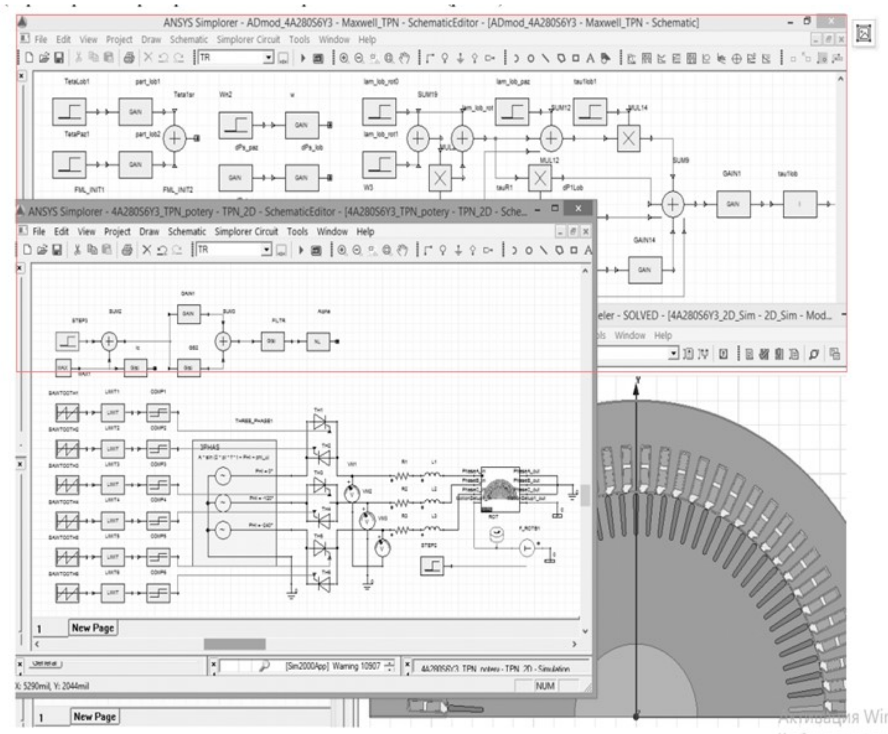


Рис. 1. Общий вид компонентов комплексной модели в ANSYS

Дополнительный момент инерции 2,68 *кг/м*^{2} равный моменту инерции двигателя. В системе управления использовался ПИ-регулятор (с коэффициентом пропорционального канала k_p = 1,5 и коэффициентом интегрального канала $k_i = 8{,}33\cdot10^{-3}$).

На рис. 3 показаны диаграммы момента и скорости двигателя при пуске «под отсечку». В качестве задания в модели используется амплитуда фазного тока:

$$I^{*}4I_{smN}=4\sqrt{2}I_{sN}=785\ A$$

Установившаяся скорость на рис. 3 равна 103 *рад/с* при моменте 730 *Н·м*.

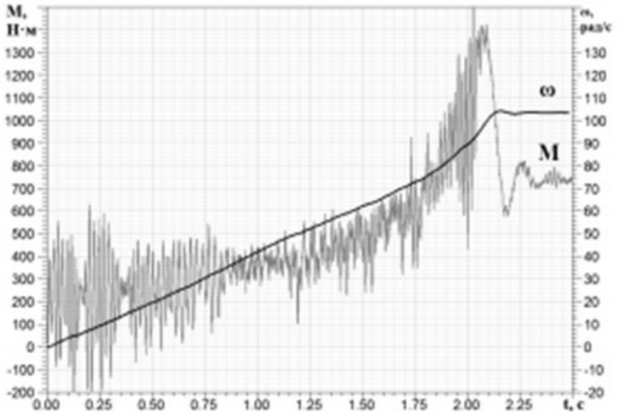


Рис.3. Момент и скорость двигателя

Так как в обратную связь заводится максимальная амплитуда тока по трем фазам статора, а сам ток при питании двигателя от ТПН имеет несинусоидальную форму, то график амплитуды тока имеет существенные колебания. На рис. 4 показана временная зависимость амплитуды тока статора после фильтра с постоянной времени 0,05 *с*. Пусковой ток имеет амплитуду 785 *А*, установившийся – 186 *А*. Помимо тока на рис. 4 показано изменение угла открытия тиристоров α.

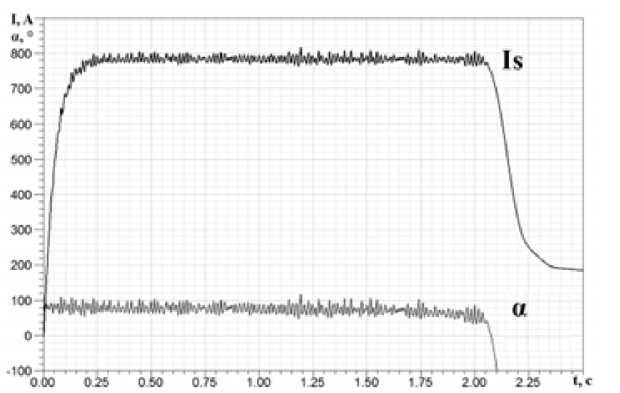


Рис.4. Амплитуда тока и угол открытия вентилей

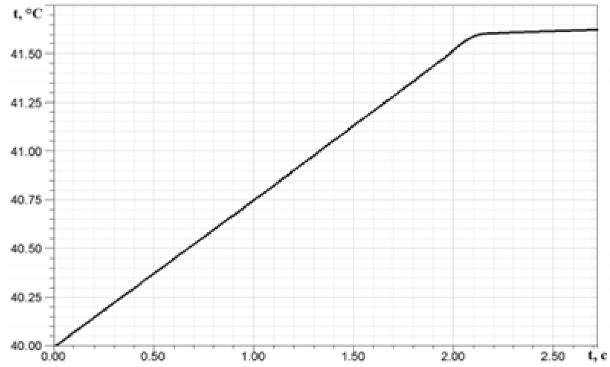


Рис. 5. Температура пазовой части обмотки статора двигателя

Конечно-элементная модель двигателя в Maxwell в варианте 2D позволяет существенно сократить время расчета по сравнению с 3D моделью, что очень существенно при учете весьма ограниченных вычислительных возможностей персональных компьютеров. При использовании 2D модели, не содержащей лобовых частей обмоток, потери в них могут быть рассчитаны аналитически по потерям, выделяющимся в пазовых частях с учетом их доли в длине витка обмотки. Полученные таким образом результаты передаются в термодинамическую модель в Simplorer, в котором и выполняется расчёт температуры элементов двигателя. На рис. 5 показано изменение температуры пазовой части обмотки статора двигателя в процессе пуска. Практически линейное во времени изменение температуры объясняется сравнительно короткой продолжительностью пуска по сравнению с величинами постоянных времени термодинамической модели этого двигателя.

В RMxprt требуется задать только основные технические параметры двигателя, такие как геометрические размеры его конструктивных элементов, материалы, номинальные данные (полный перечень таких параметров для двигателей серии 4А доступен в справочнике [8]). Из полученной RMxprt-модели Maxwell может автоматически построить конечно-элементную 2D или 3D модель двигателя. Сборка основной схемы модели осуществляется в ANSYS Simplorer из стандартных функциональных блоков: источника трехфазного синусоидального напряжения, тиристорных ключей, образующих схему ТПН, модели СИФУ, включающей в себя блоки источника пилообразного сигнала и компараторы для управления каждым тиристором.

Разработана компьютерная модель в программном комплексе ANSYS. Модель позволяет исследовать систему комплексно при всем многообразии ее свойств и внешних воздействий, воссоздавая сложную картину напряженно-деформированного состояния ее элементов. Конечно-элементная модель двигателя в Maxwell в варианте 2D позволяет существенно сократить время расчета по сравнению с 3D моделью, что очень существенно при учете весьма ограниченных вычислительных возможностей персональных компьютеров. Разработанная комплесксная модель в программном комплексе ANSYS, позволяет исследовать динамические усилия, возникающие в элементах конструкции двигателя в процессе пуска и регулирования скорости.

Библиографический список:

1. Boglietti, A. Evolution and Modern Approaches for Thermal Analysis of Electrical Machines / A. Boglietti; Cavagnino A.; D. Staton; M. Shanel; M. Mueller; C. Mejuto // IEEE Transactions on IndustrialElectronics. 2009. Vol. 56 no. 3, pp. 871 - 882.

2. Nelson J.J., Venkataramanan G., El-Refaie A. M.Fast thermal profiling of power semiconductor devices using Fourier techniques // IEEE Transactions on Industrial Electronics. 2006. Vol. 53, no. 2, pp. 521 - 529.

3. Gao, Z.A sensorless rotor temperature estimator for induction machines based on a current harmonic spectral estimation scheme / Z. Gao, T. G. Habetler, R.G. Harley, R.S. Colby // IEEE Transactions on Industrial Electronics. 2008. Vol. 55, no. 1, pp. 407 - 416.

4. Champenois G., Roye D., Zhu D.S. Electrical and thermal performance predictions in inverter-fed squirrel-cage induction motor drives // Electric Machines and Power Systems. 1994. Vol. 22, no. 3, pp. 355 - 369.

5. Boys J.T., Miles M. J. Empirical thermal model for inverter-driven cage induction machines // Proc. Inst. Elect.Eng. Electric Power Applications. 1995.Vol. 141, no. 6, pp. 360 - 372.

6. Зюзев, А.М. Программный комплекс для исследования эксплуатационных режимов электроприводов буровых установок / А.М. Зюзев, В.М. Липанов, В.П. Метельков, В.Н. Поляков, А.С. Попов, В.Ф. Шутько // Электротехника. 2003. № 7. С. 25-31.

7. Зюзев А.М., Метельков В.П., Попов А.С. Программный моделирующий комплекс "Электропривод станка-качалки с асинхронным двигателем" ("ЭСКАДа") // Свидетельство об официальной регистрации 2003612481. Российское агентство по патентам и товарным знакам. Зарегистрировано в Реестре программ для ЭВМ 12 ноября 2003 г.
8. Кравчик, А.Э. Асинхронные двигатели серии 4А: Справочник / А.Э. Кравчик, М.М. Шлаф, В. И. Афонин, Е. А. Соболенская. М.: Энергоиздат, 1982. 504 с.
9. Шрейнер Р.Т. Математическое моделирование электроприводов переменного тока с полупроводниковыми преобразователями частоты. Екатеринбург: УРО РАН, 2000. 654 с. 1982. 504 с.
10. Бобожанов М.К., Эшмуродов З.О., Ташева Х.Т.Математические модели электроприводов горных машин «Проблемы информатики и энергетики» 2017 й №1. С. 65 - 70.
11. Зюзев А.М, Метельков В.П., Бубнов М.В., Кляйлин А.Е. Комплексная модель асинхронного электропривода в среде ANSYS. ЭППТ 2015, Екатеринбург, 05-09 октября 2015 г. С. 115-118.
12. Эшмуродов З.О., М.Р. Ишмаматов, Э.И. Арзиев. Компьютерное управление–асинхронного двигателя. Международная научно-техническая конференция, посвященная 60-летию НГМК Перспективы инновационного развития горно-металлургического комплекса. г. Навои, Узбекистан 22 – 23 ноября 2018 года. С. 371-372.
13. Эшмуродов З.О., Арзиев Э.И. Способы управления асинхронными двигателями с фазным ротором горных машин. ТошДТУ хабарлари (Вестник Таш ГТУ) №4 2018 С. 206 - 210.
14. Бобожанов М.К., Эшмуродов З.О., Ташева Х.Т. Математические модели электроприводов горных машин. «Проблемы информатики и энергетики» 2017 й №1. С. 65 - 70.

УДК 62-91

МОДЕЛИРОВАНИЕ ОПТИМАЛЬНЫХ ПАРАМЕТРОВ ЛОПАСТИ РАБОЧЕГО КОЛЕСА НАСОСНОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Maqolada past sifatli zichlagichlari, nasos valiga ishchi g'ildiragni biriktirish konstruksiyasining nomukammalligi, shuningdek nasos qurilmasining ishchi g'ildiragidagi paraklarining joylashuvi natijasida hosil bo'lgan yer osti nasoslarining ishdan chiqishining asosiy sabablari tahlil qilingan.

Tadqiqot ishida ishchi g'ildiragiga parametrlarning ta'siri shuningdek ishchi g'ildiragidagi paraklarning burchaklarini sozlash hamda parakning burchaklari uchun optimal variantni belgilash usullari ko'rib chiqilgan bo'lib, bu esa nasos agregati unumdorligini oshirishga imkon beradi.

***Tayanch iboralar:** gidravlik transport, nasos qurilmasi, ishchi g'ildirak, parraklarning burilish burchagi, yedirilish, statik bosim, burchak tezlik, resurs, FIK.*

Атакулов Л. Н.,
доцент кафедры «Горная электромеханика», НГГИ, д.т.н

В статье анализированы основные причины отказов грунтовых насосов, которые являются следствием некачественных уплотнений, несовершенства конструкции крепления рабочего колеса на валу насоса и подшипниковых узлов, а также расположений лопастей рабочего колеса насосного оборудования. В работе исследовано влияние параметров рабочего колеса, а также рассмотрены способы корректировки угла лопасти рабочего колеса и установление оптимального варианта угла наклона лопасти рабочего колеса, который позволяет повысить производительность насосной установки.

***Ключевые слова**: гидравлический транспорт, насосная установка, рабочее колесо, угол наклона лопасти, износ, статическое давление, окружная скорость, ресурс, КПД.*

Каюмов У. Э.,
ассистент кафедры «Горное дело», НГГИ

Гидравлический транспорт на предприятиях горной промышленности является важным звеном технологического процесса добычи и переработки минерального сырья. Этот вид транспорта зарекомендовал себя, как экономичный и эффективный. Эксплуатируемые в настоящие время гидротранспортные системы являются конкурентоспособными в сравнении с другими видами транспорта. Они обеспечивают транспортирование насыпных грузов без перегрузки по трассам сложного профиля и большой протяженности [7, 10].

Обзор и анализ рассмотренных работ по гидротранспортным системам на горных предприятиях показывает, что эффективность использования этого вида транспорта не соответствует его техническим возможностям: высока трудоемкость работ при эксплуатации оборудования, высок гидроабразивный износ грунтовых насосов и трубопроводов, низкий рабочий ресурс насосов, высокая металлоемкость и энергоемкость гидротранспортных систем [7, 10] (рис.1).

Экономические показатели гидротранспорта рудных хвостов, полученные на основе статистических данных цеха по ремонту горного и технологического оборудования, свидетельствует о том, что в числе общих эксплуатационных расходов, наибольшие затраты приходятся на ремонт грунтовых насосов, которые составляют 40-50%. В то же время, убытки от простоев всего гидротранспортного оборудования достигают 65-70% [1, 4].

Данные по аварийным ситуациям на пульпо-насосных станциях в системе гидротранспорта, цеха по ремонту горного и технологического оборудования «ПО НМЗ» г. Навои приведены в табл. 1.

Таблица 1

Результаты по аварийным ситуациям на пульпо - насосных станциях

№ п.п.	Аварийные ситуации на пульпо - насосных станциях	Доля участия в общем числе отказов, %
1	Рабочее колесо	43
2	Разрыв или протечка на пульпопроводе внутри ПНС	24
3	Остановка электродвигателя насоса или самого насоса	20
4	Отказ подачи масла в насос и электродвигатель	12
5	Другие причины	2
	Итого	100

Приведенные в табл.1., данные показывают, что самым нагруженным узлом грунтовых насосов являются их рабочие колёса.

Ресурс рабочих колес насосов для различных условий эксплуатации грунтовых насосов изменяется от 780 до 1320 часов непрерывной работы [3, 4, 5, 6, 7].

Износ рабочих колес, в свою очередь, вызывает значительные вибрационные напряжения, передаваемые опорным узлам насосной установки - подшипникам, срок службы которых резко снижается и приводит к уменьшению КПД [11].

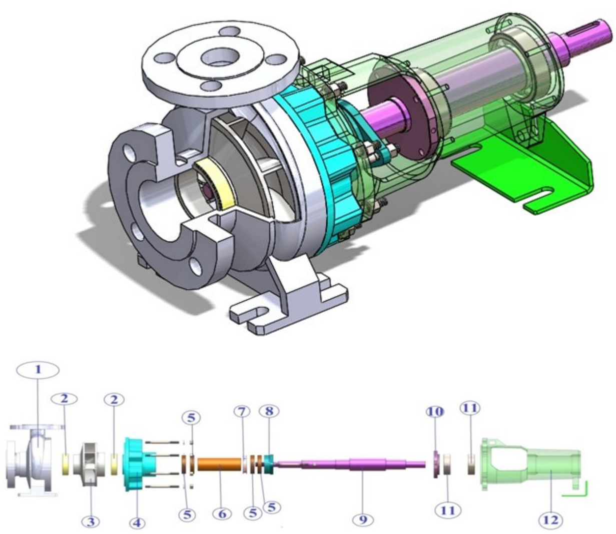


Рис. 1. Конструктивное исполнение грунтовых насосов - а). Насосная установка с видом рабочего колеса, б) Конструктивное обозначение насосной установки: 1 - корпус насоса; 2 - кольцо (улитка); 3 - рабочее колесо; 4 – муфта; 5 - сальниковое уплотнение; 6 - камера уплотнения; 7 - кольцо фонаря насоса; 8 - камера сальникового уплотнения; 9 - вал; 10 - крышка подшипника; 11 – подшипник; 12 - литой кронштейн

В условиях гидромеханизации, при проведении вскрышных работ на карьерах, по данным литературных источников, при перекачке песчано-гравийной массы, сроки службы рабочих колес насосов, примерно в 1,5-2,5 раза ниже, чем корпуса насосов (отводов). На горно – обогатительных комбинатах, при перекачке хвостов обогащения, сроки службы рабочих колес, напротив, в 1,5-2 раза выше [8, 9].

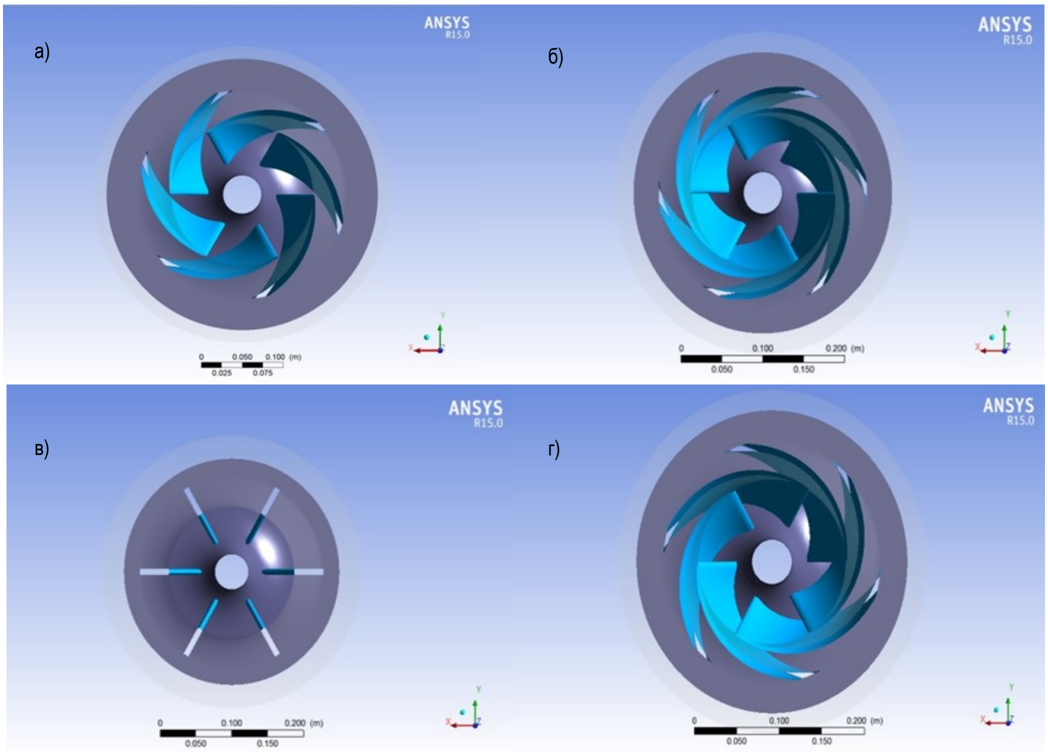


Рис. 2. Рабочие колеса при угле лопаток: α - $\beta_{\pi2}$= 58,18°, *б* - $\beta_{\pi2}$ = 50,1°, в - $\beta_{\pi2}$ = 90°, г - $\beta_{\pi2}$ = 121,24°

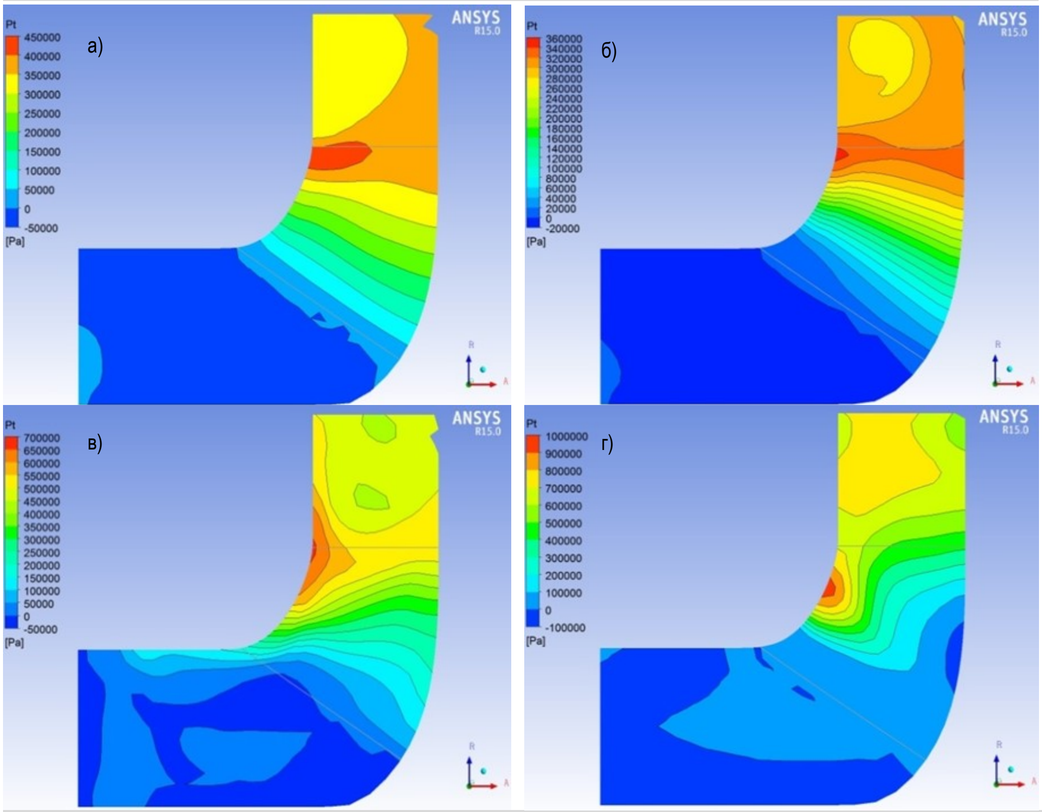


Рис. 3. Полное давление на рабочем колесе, при угле лопаток: α - $\beta_{\pi2}$= 58,18°, *б* - $\beta_{\pi2}$ = 50,1°, в - $\beta_{\pi2}$ = 90°, г - $\beta_{\pi2}$ = 121,24°

На рис.2 приведена установка угла лопатки на рабочее колесо на выходе: α - $\beta_{\pi2}$= 58,18°, *б* - $\beta_{\pi2}$ = 50,1°, в - $\beta_{\pi2}$ = 90°, г - $\beta_{\pi2}$ = 121,24°.

Расчёты были выполнены с использованием программного комплекса «Ansys», который позволяет определить оптимальный выбор угла установки лопаток, учитывая давление на входе и выходе рабочей жидкости. В расчетах учтены угол установки лопаток от 90° до максимального искривления и получена полная величина давления P_t, а также величина статического давления Ps, при скорости вращения рабочего колеса *v* (рис. 3).

При угле поворота лопасти $\beta_{\pi2}$ = 58,18° и скорости *v* = 544 *м/с,* максимальное давление на рабочем колесе достигается P_t=450000 *Pa* (где красный цвет, рис.3,а), показывает начало изнашивания, что снижает срок работы рабочего колеса. Лопасть рабочего колеса при угле $\beta_{\pi2}$ = 50,1° в скорости *v=544 м/с,* максимальное давление получается P_t= 360000 *Pa* (рис.3,б), то есть давление на рабочее колесо уменьшается (в сравнении, с рис.3,а), где красный цвет показывает границу перехода на износ лапы рабочего колеса то же уменьшается. Давление на лопасть, при угле $\beta_{\pi2}$ = 90° рис. 3, в - и при одинаковой скорости вращения, составляет 700000 *Pa*, при угле $\beta_{\pi2}$ = 121,24° (рис. 3, в). Такое давление ещё больше влияет на лопасть рабочего колеса, что приводит к быстрому изнашиванию лопасти рабочего колеса насосной установки.

При расчете рабочего колеса с изменением угла лопаток на выходе изменяется статическое давление Ps, рис. 4. Из рис. 4 видно, что самым минимальным статическим давлением на рабочем колесе - Ps будет, когда угол установки лопасти $\beta_{\pi2}$ = 50,1°, и приближается к 300000 *Pa*, а для остальных случаев, равны соответственно - 360000 Pa, и 400000 *Pa*. В отдельных случаях, когда требуется больший напор, угол $\beta_{\pi2}$ может достигать до $\beta_{\pi2}$>90° но при этом снижается К.П.Д. колеса. Применение больших углов $\beta_{\pi2}$ также ограничивается увеличением потерь в отводящих диффузорных устройствах, так как при этом доля динамического напора, преобразуемого в этих устройствах, уменьшается поскольку статическое давление на них сильно возрастает (рис.5).

Основной причиной отказов грунтовых насосов (до 75%) является гидроабразивный износ основных деталей - рабочих колес, корпусов, передних крышек [2].

В работе исследовано влияние параметров рабочего колеса на входе и выходе рабочей жидкости, при этом выбор параметров расчетных углов лопаток и значения их параметров выбираются по формулам для насоса со следующими параметрами: подача насоса Q = 400 *м³/ч*, напор H=32 *м* и частота вращения n=2000 *об/мин*.

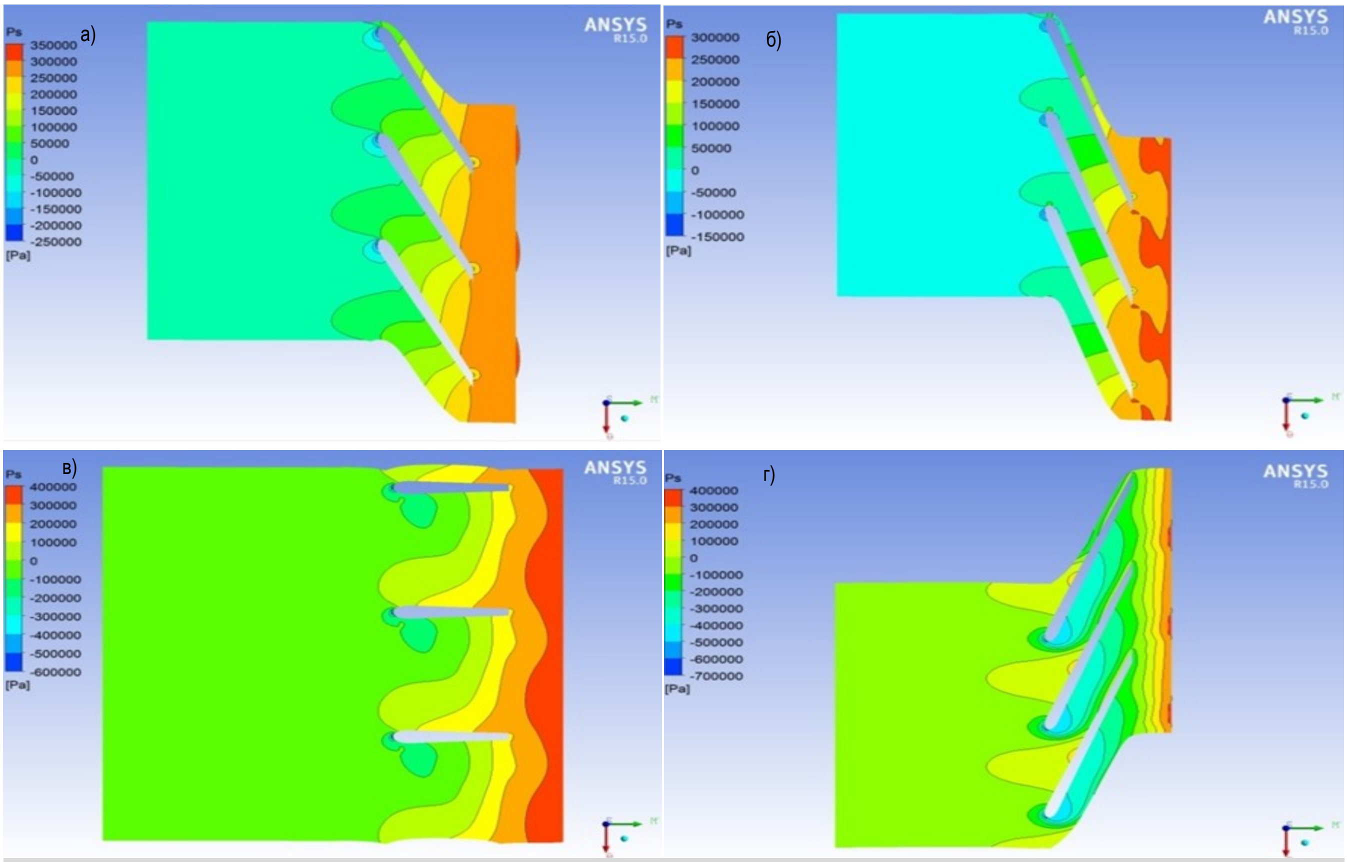


Рис. 4. Статические данные по давлению на рабочее колесо при угле наклона лопаток: α - $\beta_{п2}$= 58,18°, *б* - $\beta_{п2}$ = 50,1°, в - $\beta_{п2}$ = 90°, г - $\beta_{п2}$ = 121,24°

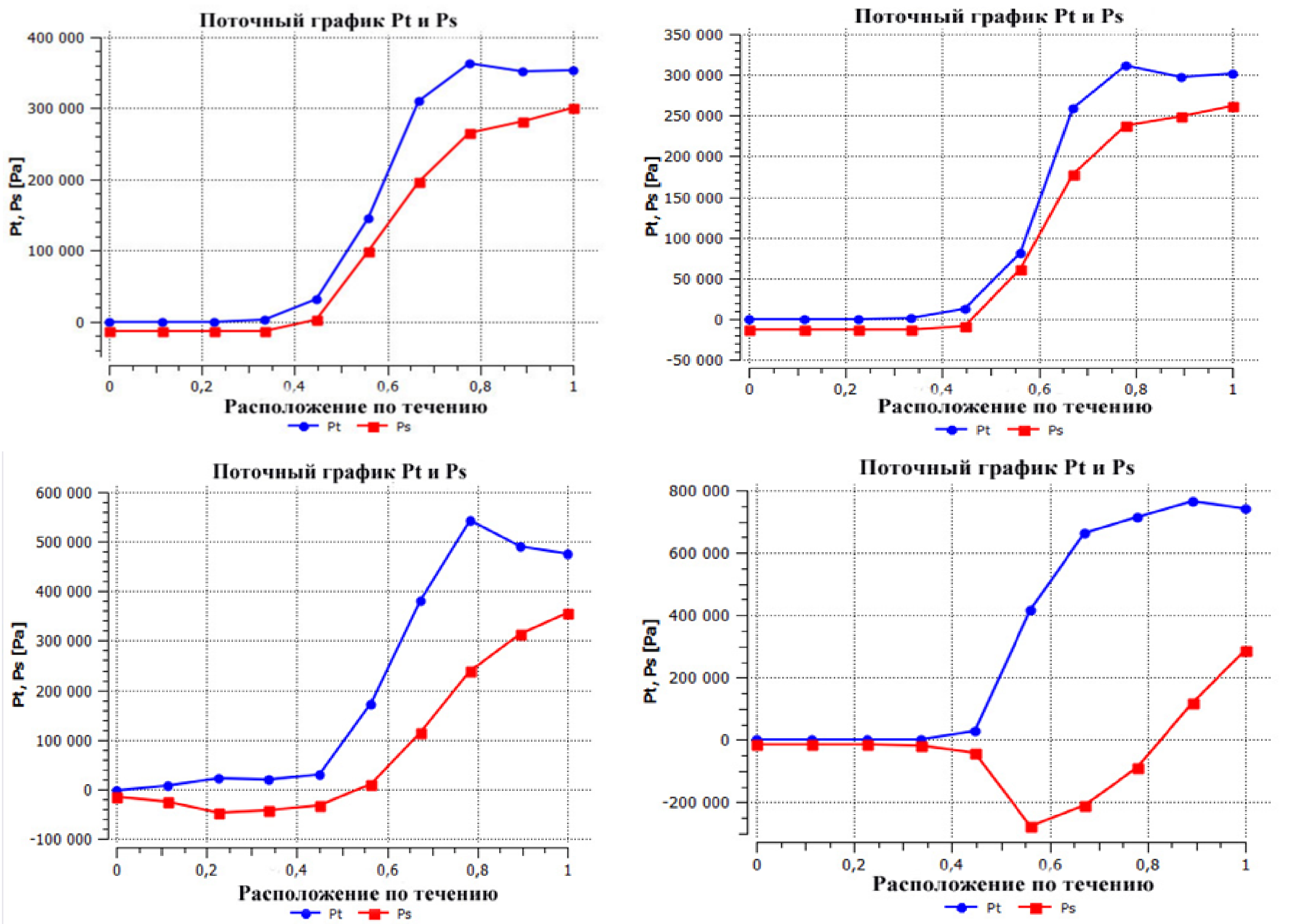


Рис. 5. Статические данные по полному давлению, при угле лопаток: α - $\beta_{п2}$= 58,18°, *б* - $\beta_{п2}$ = 50,1°, в - $\beta_{п2}$ = 90°, г - $\beta_{п2}$ = 121,24°

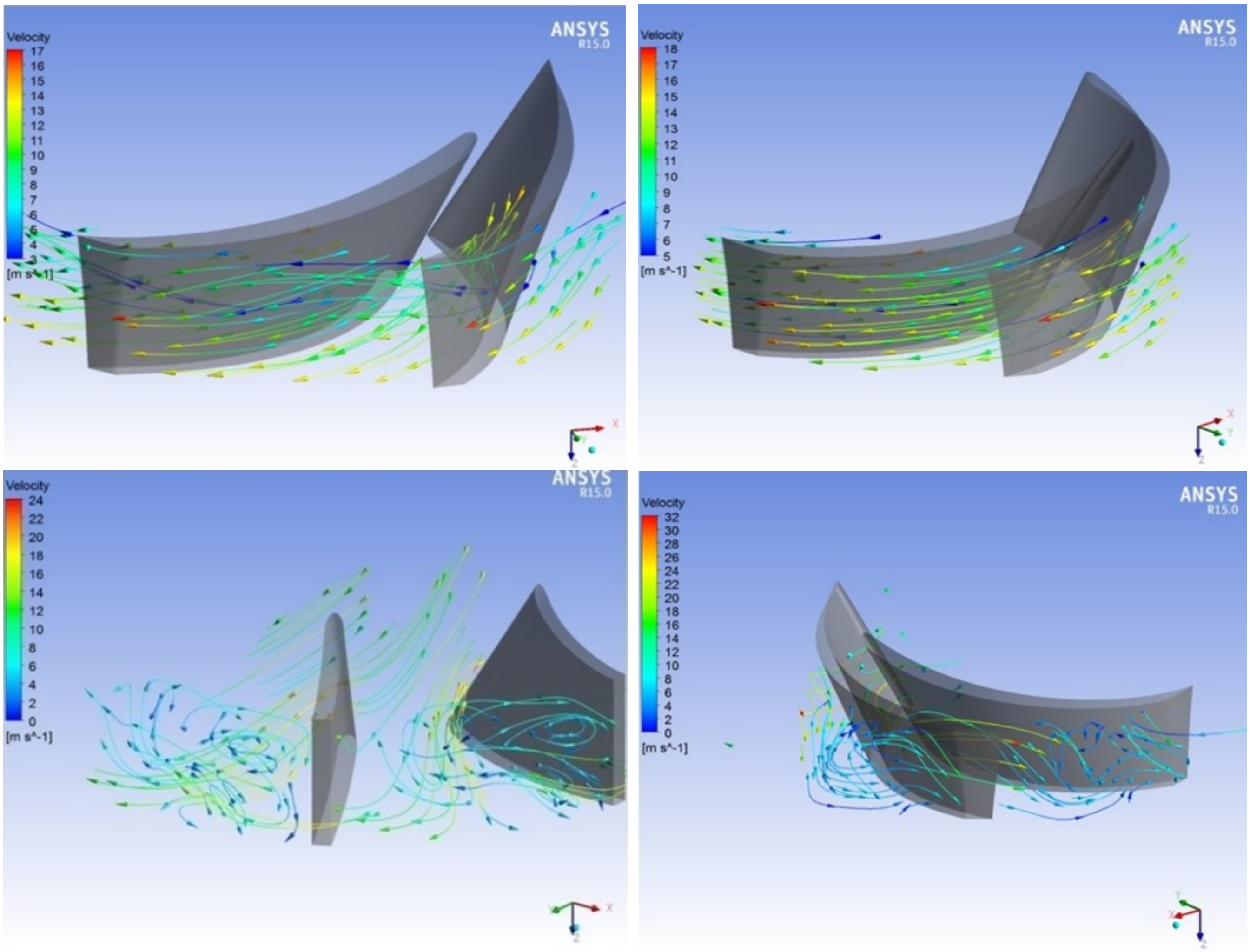


Рис. 6. Окружная скорость на рабочем колесе насоса при угле наклона лопасти: α - $\beta_{п2}$= 58,18º, *б* - $\beta_{п2}$ = 50,1º, в - $\beta_{п2}$ = 90º, г - $\beta_{п2}$ = 121,24º

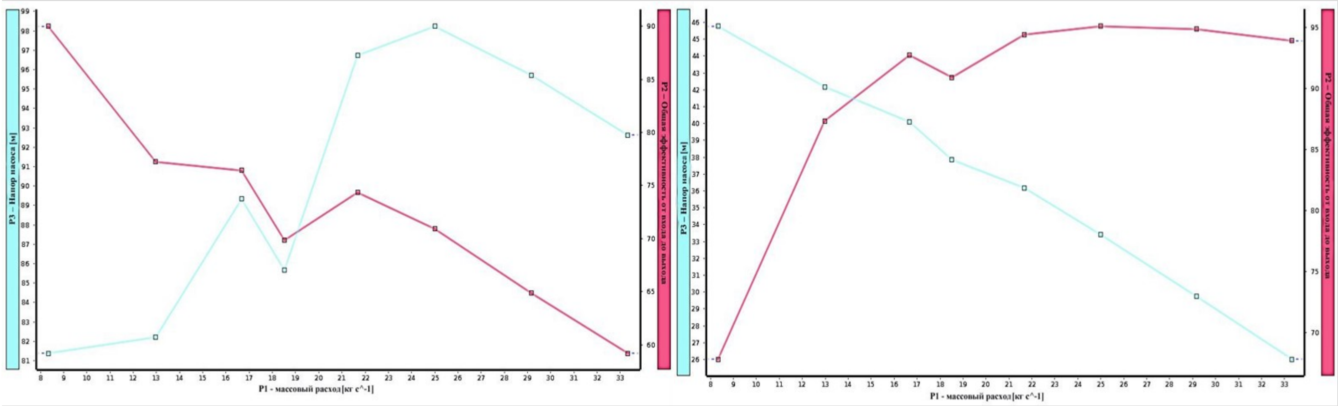


Рис. 7. График изменения КПД рабочего колеса: а) угол лопатки на выходе $\beta_{п2}$>90º, б) угол лопатки на выходе $\beta_{п2}$<90º

При расчете рабочего колеса изменение угла лопасти на выходе влияет на окружную скорость вращения рабочего колеса, рис. 6.

Окружная скорость вращения рабочего колеса, при угле наклона лопасти на выходе $\beta_{п2}$ = 58,18º увеличивает почти на порядок прохождение потока через рабочее колесо установки (рис.6,а). Рассматривая вектор направления окружной скорости рабочего колеса можно сделать вывод о том, что изменение направления потока достигает порядка 100% (рис.6,б), причём, когда его изменение происходит более интенсивно (рис.6, в и г). Это означает, что при угле наклона лопасти $\beta_{п2}$ = 50,1º можно получить большую производительность чем при других углах наклона лопасти рабочего колеса насосного оборудования.

В ходе проведения вычислительных работ по рабочему колесу насоса результаты показывают, что с увеличением угла наклона лопасти на входе, КПД рабочего колеса уменьшается, а при остром угле лопатки на входе КПД рабочего колеса возрастает (рис. 7).

На основании данных представленных на рис. 7, можно констатировать, что с увеличением производительности насоса снижается его КПД - красный цвет, а также циклично увеличивается напор рабочей жидкости - синий цвет. В то же время, данные представленные на рис. 7, б, показывают наоборот, что с увеличением производительности КПД насоса возрастает, но, при этом напор уменьшается.

Таким образом, исследование изменения угла наклона лопасти рабочего насосного колеса показывает, что предлагаемый вариант установки угла наклона лопасти на $\beta_{п2}$= 58,18º, по всем исследуемым параметрам уступает насосному колесу с углом установки лопасти на выходе равному $\beta_{п2}$ = 50,1º.

Библиографический список:

1.Александров В.И. Расчет системы гидротранспорта хвостов обогащения железной руды на Качканарском ГОКе по результатам экспериментов. - Сборник докладов 13-ой Международной конференции «Транспорт и седиментация твердых частиц» - Тбилиси, 2006. С. 250-263.
2.Александров В.И. Снижение удельной энергоемкости гидротранспортных комплексов // Горные машины и автоматика.- 2004. - N6. С. 16-17.
3.Александров В.И. Каненков В.В. Потери напора и критическая скорость по результатам экспериментов на Качканарском ГОКе. - Горные машины и электромеханика. №6, 2006. С. 32-37.
4.Баранов Ю.Д., Блюс Б.А., Семененко Е.В., Шурыгин В. Д. Обоснование параметров и режимов работы систем гидротранспорта горных предприятий - Институт геотехнической механики имени Н.С. Полякова, Днепропетровск, 2006. 416 с.
5.Иванова Т.Д. Исследование и совершенствование грунтовых насосов, перекачивающих рудные хвосты обогатительных фабрик (на примере Магнитогорского металлургического комбината) - Диссертация на соискание ученой степени к.т.н. - Л., 1981. 28 с.
6.Заверткин П.С. Повышение ресурса грунтовых насосов снижением интенсивности гидроабразивного изнашивания их элементов в системах гидротранспорта хвостов обогащения - Диссертация на соискание ученой степени к.т.н. - СПб, 2009. 115 с.
7.Зарипов А.Х. Оценка энергетической эффективности работы водоотливных установок и систем подачи сжатого воздуха // Изв. вузов. Горный журнал.2010. №4. С. 74-77.
8.Зотов Б.Н. Программа расчета ожидаемых энергетических характеристик центробежных насосов // ECOPUMP-RUS. Москва. 2016. С. 15-19.
9.Меньшиков С.С. Повышение эффективности эксплуатации грунтовых насосов в условиях гидроабразивного износа - Диссертация на соискание ученой степени к.т.н. – Санкт - Петербург, 2014. 148 с.
10.Семенова А.А. Методика оптимизационного проектирования лопастной системы рабочего колеса поворотно-лопастной гидротурбины: автореферат дис. канд. техн. наук. Санкт- Петербург. 2015. 19 с.
11.CFD – BladeGen, Version 3.2 (2000). Users's Guide, AEA Technology Engineering Software Inc.
12.CFX – TurboGrid, Version 1.5 (2000). Software Documentation, User Manual, AEA Technology Engineering Software, Ltd.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 70-74

SIMULATION OF OPTIMAL PARAMETERS OF THE IMPELLER BLADE OF PUMPING EQUIPMENT

[1]**Atakulov L.N.** Associate Professor of the Department of Mining and Electromechanical Engineering
[1]**Kayumov U.E.** assistant of the department of Mining and Electromechanical Engineering, kayumov_umidjon@mail.ru
[1]Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan

Abstract:
The article analyzes the main causes of failures of dredge pumps, which are the result of poor-quality seals, imperfections in the design of mounting the impeller on the pump shaft and bearing assemblies, as well as the location of the impeller blades of pumping equipment. The paper investigates the influence of the parameters of the impeller, and also considers methods for adjusting the angle of the impeller blade and establishing the optimal version of the angle of inclination of the impeller blade, which allows increasing the productivity of the pumping unit.
Keywords: Hydraulic transport, pumping unit, impellers, blade angle, wear, static pressure, peripheral speed, resource, efficiency.

References
1.Aleksandrov V.I. Calculation of the hydrotransport system of iron ore dressing tailings at the Kachkanarsky GOK based on the results of experiments. - Collection of reports of the 13th International Conference "Transport and sedimentation of solid particles" - Tbilisi, 2006. - pp. 250-263.
2.Aleksandrov V.I. Reducing the specific energy intensity of hydrotransportation complexes // Mining machines and automatics. - 2004. - N6. pp 16-17.
3.Alexandrov V.I. V.V. Kanenkov Head loss and critical speed based on the results of experiments at the Kachkanarsky GOK. - Mining machines and electromechanics. No. 6, 2006. pp. 32-37.
4.Baranov Yu.D., Blues BA, Semenenko EV, Shurygin VD Substantiation of parameters and modes of operation of hydraulic transport systems of mining enterprises - Institute of Geotechnical Mechanics named after N.S. Polyakova, Dnepropetrovsk, 2006 - 416 p.
5.Ivanova T.D. Research and improvement of dredge pumps pumping ore tailings from concentration plants (for example, the Magnitogorsk Metallurgical Combine) - Dissertation for the degree of Ph.D. - L., 1981. 28 p.
6.Zavertkin P.S. Increasing the resource of dredge pumps by reducing the intensity of hydroabrasive wear of their elements in the systems of hydrotransportation of tailings - Dissertation for the degree of Ph.D. - SPb, 2009 . 115 p.
7.Zaripov A.Kh. Assessment of the energy efficiency of the operation of drainage installations and compressed air supply systems. Izv. universities. Mining Journal. 2010. No. 4. pp. 74-77.
8.Zotov B.N. The program for calculating the expected energy characteristics of centrifugal pumps // ECOPUMP-RUS. Moscow. 2016. pp. 15-19.
9.Menshikov S.S. Improving the efficiency of dredge pumps operation in conditions of hydroabrasive wear - Dissertation for the degree of Ph.D. - St. Petersburg, 2014 . 148 p.
10.Semenova A.A. Technique for the optimization of design of the impeller blade system of a rotary vane hydraulic turbine: abstract of dis. Cand. tech. sciences. Saint Petersburg. 2015. 19 p.
11.CFD – BladeGen, Version 3.2 (2000). Users's Guide, AEA Technology Engineering Software Inc.
12. CFX – TurboGrid, Version 1.5 (2000). Software Documentation, User Manual, AEA Technology Engineering Software, Ltd.

УДК 658.5.012.011.56

АВТОМАТИЗАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ НА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Zamonaviy gidrometallurgiya korxonalari har yili millionlab tonna foydali qazilmalarni qayta ishlaydi. Boyitish texnikasi yildan-yilga takomillashtirilmoqda, yangi texnologik sxemalar, yangi ishlab chiqarish uskunalari yaratilmoqda, turli xil foydali qazilmalar o'zlashtirilmoqda va ulardan qimmatli tarkibiy qismlar qazib olinmoqda. Shu munosabat bilan gidrometallurgiya korxonalarida texnologik jarayonlarni sinash va nazorat qilish, shuningdek, dastlabki xom ashyoni va uni boyitish natijasida olinadigan mahsulotlarni miqdoriy va sifatli hisobga olish qiymati oshib bormoqda.

Texnologik jarayonni nazorat qilish va tartibga solishni to'liq avtomatlashtirish gidrometallurgiya korxonalarida zamonaviy tendentsiyadir.

Tayanch iboralar: *nazoratni avtomatlashtirish, sinov, namuna olish, xususiy va nuqta testi, yig'ish, tahlil qilish.*

Холмуродов Б.О.,
начальник службы технического контроля НГМК

Современные гидрометаллургические предприятия ежегодно перерабатывают миллионы тонн полезных ископаемых. С каждым годом совершенствуется техника обогащения, создаются новые технологические схемы, новое более производительное оборудование, осваиваются различные виды полезных ископаемых и повышается извлечение из них ценных компонентов.

В связи с этим возрастает значение опробования и контроля технологических процессов на гидрометаллургических предприятиях, а также количественного и качественного учета исходного сырья и получаемых в результате его обогащения продуктов.

Современной тенденцией на гидрометаллургических предприятиях является более полная автоматизация контроля и регулирования технологического процесса.

Ключевые слова: *автоматизация контроля, опробование, отбор проб, частная и точечная проба, коллектирование, анализирование.*

Джураева М.Ш.,
инженер 1 категории службы технического контроля НГМК

Автоматизация контроля обеспечивает повышение производственных показателей и улучшает техническую культуру производства, является первым шагом на пути к автоматизации управления и должна способствовать повышению производительности труда.

Кроме того, в последние годы в обогатительной практике используются статистические методы обработки результатов экспериментов, которые позволяют установить зависимости и закономерности, существующие между отдельными факторами, влияющими на процесс обогащения, а также выявить узкие места в работе предприятия и наметить пути по их устранению.

Успешная работа гидрометаллургических комплексов во многом зависит от знания и правильного ведения технологических процессов, а систематическое опробование и контроль позволяют осуществлять правильную, объективную оценку эффективности процесса обогащения. В связи с этим необходимо постоянно повышать уровень образования и квалификации трудящихся, осуществлять необходимые меры по подготовке высококвалифицированных специалистов и рабочих и переподготовке кадров с учетом внедрения новой техники и улучшения организации труда.

Путем систематического и полного опробования исходного сырья и получаемых из него продуктов можно правильно осуществить контроль производственного технологического процесса и организовать учет работы предприятия. Опробованием называется совокупность операций, связанных с отбором и обработкой проб с целью изучения и исследования состава и свойств материала, от которого отобрана проба.

Правильным можно считать такой метод опробования, при котором некоторая небольшая часть материала, называемая пробой, по своим физическим свойствам и вещественному составу соответствует среднему составу всей массы опробуемого материала. Поэтому основными факторами, влияющими на опробование, являются состав, свойства и физическое состояние опробуемого материала (содержание полезных компонентов, крупность, влажность, плотность и др.), а также назначение отбираемой пробы, необходимая точность и достоверность получаемых в результате опробования данных.

Опробование драгоценных металлов (ДМ) при обогащении, производстве продуктов, полуфабрикатов и готовых изделий проводят для решения трех основных задач:

-установление абсолютного количества драгоценных металлов в исходном сырье (входной контроль) и во всех продуктах переработки (изделиях);

-получение достоверной информации для составления материальных балансов движения и расходования драгоценных металлов и учета величины их потерь;

-установления качества изготовленных или применяемых полуфабрикатов, изделий и другой продукции, которая заложена в эти полуфабрикаты, изделия согласно ГОСТ или ТУ.

Золото и сереброизвлекательные предприятия, характеризуются значительным уровнем автоматизации технологических процессов. Этому способствует внедрение надежных датчиков измерения параметров процесса, локальных систем автоматического контроля и управления, современных систем управления на базе процессорной техники, применение для управления и исследования специальных алгоритмов и математических моделей.

На предприятиях по переработке лома и отходов, содержащих ДМ, действующие автоматизированные системы управления отличаются большой информативностью и гибкостью, позволяют существенно увеличить производительность труда и сократить численность обслуживающего персонала.

Автоматизация предприятий по переработке лома и отходов ДМ характеризуется значительными успехами, достигнутыми благодаря разработке новых средств контроля и управления, применению вычислительной техники и методов математического моделирования, перестройке принципов проектирования процессов обогащения с учетом требований автоматики.

В отделениях дробления используют дистанционное управление разгрузкой вагонов и автосамосвалов, автоматический контроль температуры смазки подшипников дробилок и тяжелых конвейеров, контроль уровня материала в бункерах и приемных воронках дробилок. Также автоматически контролируется прохождение материала через течки, наличие материала на конвейерных лентах, работа грохотов. Устанавливают конвейеры и питатели с регулируемой скоростью движения ленты. Основные трудности при автоматизации технологических процессов возникают из-за физических свойств разгружаемого сырья и конструкции бункера; в частности, плохо приспособлены для установки датчиков те бункеры, в которых материал задерживается около стенок.

Распространение получают и др. лазерные уровнемеры которые обеспечивают высокую точность измерения (не ниже 5%).

Непрерывное измерение уровня материала в бункерах глубиной 15…100 *м* обеспечивают также радиолокационные системы.

Приемопередающее устройство системы, помещенное в верхней части бункера, следит за изменениями уровня материала в бункере. Точность измерения системы составляет 5% от общей глубины.

Значительное внимание уделяется автоматизации дробильных агрегатов, так как стоимость дробления составляет значительную часть общей стоимости процессов подготовки материала к обогащению – до 25%.

Современные дробилки оборудованы устройствами регулирования щели, заклинивание ротора и пропуска недробимых предметов. Это, как правило, осуществляется с помощью гидравлики. Применение автоматического регулирования щели, позволяет повысить производительность дробилок на 30%, повысить степень дробления, увеличить срок службы футеровок конусов на 17% благодаря более равномерному износу, снизить затраты ручного труда (в некоторых случаях до 50%). Молотковые и ножевые дробилки для среднего и мелкого дробления оборудованы, как правило, электромагнитным регулирующим и предохранительными устройствами или турбомуфтами. Аналогичными средствами защиты снабжаются фрагментаторы и мельницы.

Наблюдается тенденция к централизованному управлению всеми механизмами измельчительного отделения, в т.ч. пуск и остановку мельниц. Стремление к насыщению этого оборудования средствами автоматического контроля и регулирования таких параметров, как подачу измельчающих тел, циркуляционную нагрузку шаровой (стержневой) мельницы, частоту вращения рабочего колеса насосов, конечную крупность продукта измельчения и т.д.

Рис.1. Современный рентгенофлуоресцентный анализатор «Омега»

Управление всем гидрометаллургическим комплексом осуществляется из помещения диспетчерской службы, где установлены мнемосхемы, регуляторы и самопишущие приборы.

В настоящее время разработано программное обеспечение для вычислительной техники, в которую заложена статистическая модель предприятия, позволяющая предсказывать оптимальные количественные и качественные изменения питания и использовать ее для оценки возможного экономического эффекта при модернизации цикла переработки. Оператор устанавливает предельный уровень содержания ДМ и соответственно программирует анализатор. Если установленный уровень превышен, оператор предупреждается с помощью звукового и светового сигнала. За 3 *мин*. анализатор может установить нарушение режима на установке и подать аварийный сигнал. Результаты отображаются на дисплее и выводятся на принтер с указанием даты и времени отбора пробы.

В последние годы созданы радиоизотопные погружные датчики с полупроводниковыми детекторами для анализа вещественного состава материала в потоке. Такие датчики позволяют одновременно определять содержание до 5 элементов. Используемые в них полупроводниковые детекторы имеют высокую разрешающую способность при низкой температуре, которая создается с помощью жидкого азота в сосудах Дьюара.

Последнее обстоятельство создает неудобство при эксплуатации зондов с полупроводниковыми детекторами.

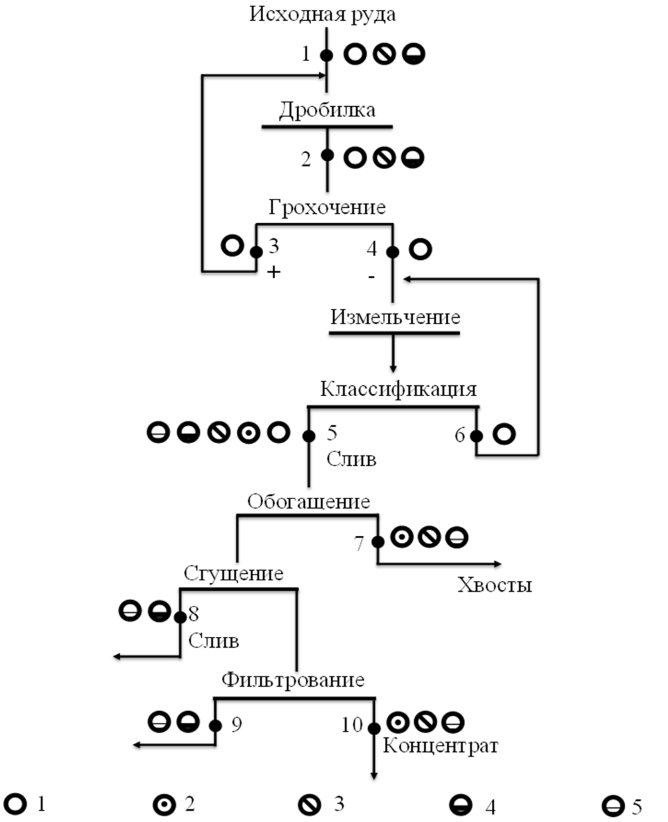


Рис.2. Схема опробования: 1-ситовый анализ, 2-элементный анализ, 3-минералогический анализ, 4-влажность или плотность, 5-концентрация реагентов

Этот недостаток устранен в последней конструкции зондовых датчиков, в которой охлаждение осуществляется на основе эффекта Пельтье (термоэлектрическое охлаждение). Детектор охлаждается до 236*К*, что достаточно для использования в системах автоматического контроля вещественного состава.

На основе погружных зондовых датчиков создана система радиоизотопного анализатора в потоке. Анализатор способен определять одновременно содержание до 31 элемента и плотность пульпы в 64 потоках. Пробоотборные станции анализатора, расположенные вблизи места отбора пробы, оснащены детекторными головками (от одной до четырех в зависимости от числа потоков). При определении содержания различных элементов не требуется специального тестирования. Данные обрабатываются процессорами, которые производят вычисления и выводят результаты на цветной дисплей в зеленом цвете (при отклонении какого-либо параметра его цвет меняется на красный), другой – процессор обрабатывает данные и управляет производственным процессом. Размещение зондов непосредственно в производственный поток исключает системы отбора, доставки и подготовки проб, что необходимо при использовании рентгеноспектральных анализаторов. Однако для размещения зондов необходимы определенные условия, особая «зона анализа», в которой отсутствует сегрегация и имеется возможность создания открытого участка трубопровода, т.е. «ящика»; в этой зоне пульпа не должна быть чрезмерно аэрирована.

Для экспрессного анализа химических элементов от кремния до урана фирмой «Оутокумпу» (Финляндия) разработан портативный анализатор «Х-Мет». В комплекс технических средств анализатора входят: электронный блок; зонд, имеющий три сменные измерительные головки массой по 1,7*кг* каждая; дисплей и печатающее устройство. Измерительные головки содержат радиоизотопный источник и пропорциональный счетчик, предназначенные для анализа порошков, растворов, шлаков и металлической поверхности, в т.ч. лом и отходы.

Аналогичный современный рентгенофлуоресцентный анализатор «Омега» разработан для определения химического состава материалов в производственных условиях, рис.1.

Анализатор использует метод неразрушающего экспресс-анализа твердых образцов (лом и отходы), порошков, суспензий и жидкостей. Моноблочное исполнение: встроенный компьютер, автономное питание, пыле- и влагозащищенный корпус – отличительные черты этого уникального прибора. Может быть использован при сортировке лома и отходов на открытых площадках, проводить входной контроль сырья, концентратов и готовой продукции.

Источник возбуждения: рентгеновская трубка, анод из серебра или тантала, регулируемое напряжение до 40 *кВ*, сила тока до 100 *мкА*, 5 фильтров.

Характерной тенденцией развития автоматизации аналитического контроля является создание комплексных систем, которые дают возможность проводить полный цикл анализа (от подготовки проб до выдачи результатов).

Это ставит аналитические методы на качественно новый уровень и создает реальную возможность для внедрения интегрированных систем управления технологическими процессами и предприятиями в целом.

Библиографический список:

1. Металлургия XXI века: шаг в будущее. Международная научная конференция. Тезисы докладов.Красноярск.Россия.21-26 сентября 1998г. 221 с.

2. Грейвер Н.С. Основы металлургии.т.1,ч.2.-М.:Металлургия.1961. 298 с.

3. Серебряный Ю.А. Электроплавка медно-никелевых руд и концентратов в РТП. М: Металлургия, 1984. 326 с.

4. Гальнбек А.А. Расчет пирометаллургических процессов и аппаратуры цветной металлургии / А.А. Гальнбек, Л.М. Шалыгин, Ю.Б. Шмонин. М: Металлургия, 1983. 411 с.

5. Цейдлер А.А. Расчеты по металлургии тяжелых цветных металлов. М: Металлургия, 1985. 316 с.

6. Уткин Н.И. Цветная металлургия (технология отрасли): Учебник. М: Металлургия, 1990. 192 с.

7. Глинков Г.М., Косарев А.И., Шевцов Е.К. Контроль и автоматизация металлургических процессов: Учебник / Г.М. Глинков, А.И. Косарев, Е.К. Шевцов. М: Металлургия, 1990. 142 с.

8. Глинков Г.М. АСУ ТП в агломерационных и сталеплавильных цехах / Г.М. Глинков, В.А. Маковецкий. М: Металлургия, 1981.

9. Медведев Р.Б. АСУ ТП в металлургии / Р.Б. Медведев, Ю.Б. Бондарь, В.Д. Романенко. М: Металлургия, 1987. 345 с.

10. Котов К.И., Шершевер М.А. Промышленные системы автоматизации металлургических агрегатов / К.И. Котов, М.А. Шершевер. М: Металлургия, 1980. 188 с.

11. Горенский Б.М. ЭВМ в управлении технологическими процессами: Учеб. пособие / Б.М. Горенский, А.А. Буралков, В.А. Казинникова; КГАЦМиЗ. Красноярск, 1998. 162 с.

12. Горенский Б.М. Автоматизированные системы имитационного управления объектами цветной металлургии: Монография / ГАЦМиЗ. Красноярск, 2002. 98 с.

13. Попель С.И. Теория металлургических процессов: Учеб. пособие для ВУЗов/ С.И. Попель, А.И. Сотников, В.Н. Буроисиков. М: Металлургия, 1986. 211 с.

14. Цырман А.М. Оптимальное управление технологическими процессами. М: Энергоиздат, 1986. 302 с.

15. Дцыгин И.Б. Адаптивное управление непрерывными технологическими процессами. М: Энергоатомиздат, 1985. 111с.

16. Реклейти Г. Оптимизация в технике. В 2 кн. / Г. Реклейтис, А. Рейвендрон, А. Рексдел; Перевод с английского. М: Мир, 1986. 215 с.

17. Ажогин В.В. Оптимальные системы цифрового управления технологическими процессами / В.В. Ажогин, В.И. Костюк. К: Техника, 1982. 158 с.

18. Горенский Б.М. Математическое моделирование и оптимизация технологических систем в цветной металлургии: Учеб. Пособие / КИЦМ. Красноярск, 1984. 86 с.

19. Масленицкий И.М. Металлургия благородных металлов. Учебник для ВУЗов / И.М. Масленицкий, Н.Н. Севрюков. М: Металлургия, 1987. 345 с.

20. Лакерник М.М., Севрюков Н.Н. Металлургия цветных металлов / М.М. Лакерник, Н.Н. Севрюков. М: ГНТИ литературы по черной и цветной металлургии, 1987. 225 с.

УДК 622.17

ПОСТРОЕНИЕ ЗАВИСИМОСТЕЙ ПАРАМЕТРОВ ПРЕДЕЛЬНОГО ОТКОСА ДАМБ ХВОСТОХРАНИЛИЩ МОФ АГМК ПРИ ПОМОЩИ ПРОГРАММНОГО ОБЕСПЕЧЕНИЯ

Саййидкасимов С.С., заведующий кафедрой Маркшейдерского дела и геодезии, ТашГТУ имени И.Каримова, профессор

Иногамов И.И., доцент кафедры Маркшейдерского дела и геодезии, ТашГТУ имени И.Каримова

Рахимова М.Х., докторант кафедры Маркшейдерского дела и геодезии, ТашГТУ имени И.Каримова

Якубов Т., магистрант кафедры Маркшейдерского дела и геодезии, ТашГТУ имени И.Каримова

Hvostochranilischt boyitish fabrikalari to'g'onining barqarorligini ta'minlash tog- kon sanoatining dolzarb muammolaridan biridir. Tufayli suv omborlari suyuq chiqindilarni kontsentratorlari hajmining yillik o'sishi, to'g'on uning statik va dinamik ta'siri to'g'on tanasida deformatsiyalari tez rivojlanishiga olib keladi, sezilarli darajada oshdi. Markshader kuzatuv usullari ularni o'rganishda alohida ahamiyatga ega. Ushbu moddaning mohiyati dambalar tanasida va ularning barqarorligini baholash va prognoz qilish, kuzatuvlar natijalarini matematik statistika usullari bilan tahlil qilish va tahlil qilish uchun ignabargli omborlarning yamaqlar yuzasida sodir bo'lgan deformatsiya jarayonlarining marksheyder instrumental kuzatuvlari natijalaridan foydalanishdir. Tadqiqotdan ko'zlangan maqsad Toshkent viloyatidagi Olmaliq kon-metallurgiya kombinatining boyitish zavodida saqlanayotgan ignabarglilarning barqarorligini kuzatish, uning devorlarida mavjud va mumkin bo'lgan geomexanik jarayonlarni kuzatish va tuproq tarangligi modelini yaratishga asoslangan. Maqolada keng qamrovli ilmiy tadqiqot usuli, tadqiqot ob'ektining xatti-harakatlarini matematik modellashtirish qo'llaniladi; nazariy natijalarni haqiqiy va marchshader kuzatuvlari natijalari bilan taqqoslash, mualliflar chegara balandligi oldindan tanlash uchun dambaning pastki yamacının ochilishiga bog'liqligini ishlab chiqdilar.

Tayanch iboralar: *neft omborlari, marchshader kuzatuvi, dumba barqarorligi, sovun to'g'oni, quyma to'g'on, Profil, kayma yoyi, uning balandligi, depressiya jadvali bilan bog'liq Dumani yotqizishga bog'liqlik.*

Обеспечение устойчивости плотины дамб хвостохранилищ обогатительных фабрик является одной из актуальных проблем горнодобывающей промышленности. В связи с ежегодным увеличением объема жидких отходов концентраторов в хвостохранилищах, ее статическое и динамическое воздействие на плотину значительно возрастает, что приводит к быстрому развитию деформаций в теле плотины. Особое значение в их изучении имеют методы маркшейдерских наблюдений.

Суть данной статьи заключается в использовании результатов маркшейдерских инструментальных наблюдений за деформационными процессами, происходящие в теле дамб и на поверхности откосов хвостохранилищ для оценки и прогноза их устойчивости, обработки и анализа результатов наблюдений методами математической статистики для разработки предложения обеспечения устойчивости дамб.

Цель исследования основана на наблюдении за устойчивостью хвостохранилища на обогатительной фабрике Алмалыкского горно-металлургического комбината в Ташкентской области, наблюдении за текущими и возможными геомеханическими процессами в его стенах и создании модели натяжения грунта. В статье использован комплексный метод научных исследований, математическое моделирование поведения объекта исследований; сопоставление теоретических результатов с результатами фактических и маркшейдерских наблюдений, авторами разработана зависимость проложения низового откоса дамбы для предварительного выбора предельной высоты откоса.

Ключевые слова: *хвостохранилища, маркшейдерское наблюдение, устойчивость дамб, намывная дамба, насыпная дамба, профиль, дуга скольжения, зависимость заложения дамбы относительно ее высоты, график депрессии.*

При эксплуатации хвостохранилищ горных производств особое внимание уделяется их безопасности. Хвостохранилища опасны для природы и человека. Разрушение ограждающих гидротехнических сооружений (дамб, плотин) хвостохранилищ приводит к катастрофическим последствиям. Поэтому Госгортехнадзором РУз разрабатываются мероприятия по совершенствованию эксплуатации рассматриваемых объектов и улучшению контроля за ними, включая лицензирование эксплуатации, разработку нормативных документов, обучение персонала, проведение НИР [11]. Инструктивно-нормативные документы по организации контроля и оценке устойчивости на гидротехнических сооружениях регламентируют методы расчёта плотин и дамб хвостохранилища на устойчивость, осадку и фильтрацию, а также требуют сведения по физико-механическим и прочностным характеристикам отходов обогащения руды, методам их определения, виды и методы натурных наблюдений, их периодичность и точность. Согласно «Правилам» контроль за состоянием хвостохранилища проводится по нескольким направлениям: визуальные наблюдения; маркшейдерский контроль за деформациями сооружений; наблюдения за фильтрационным режимом; контроль проектных параметров сооружения, контроль за соблюдением технологии намыва; геотехнический контроль за качеством хвостов, намываемых в дамбы и упорные призмы; контроль за заполнением емкости хранилища; контроль за качеством осветленной воды. По результатам мониторинга уточняются прогнозные оценки по устойчивости ограждающей дамбы хвостохранилища, её фильтрационной способности и корректируются проектные решения и мероприятия по обеспечению безопасности сооружения. Таким образом, на первое место в плане обеспечения безопасности хвостохранилищ встаёт решение вопроса о разработке методики контроля и оценки их устойчивости, включающих интерпретацию полученных результатов и прогноз состояния ограждающего сооружения [11].

Таблица 1

Параметры дамбы

Параметр	Значение
Площадь, *м²*	20*10⁶
Отметки местности, *м*	420- 520
Длина разделительной дамбы, *м*	550
Проектная отметка заполнения, *м*	510
Интенсивность роста при круговом намыве, *м/год* (Отметка 510 *м* м.б. достигнута К 2028 году)	1,2-1,5
Ветровая нагрузка (до 25 *м/с*- 7 дней/год), *кг/см²*	38
Снеговая нагрузка, *кг/м*	50
Глубина промерзания, *м*	0,8

Таблица 2

Результаты при сейсмике 8 баллов [3]

Фабрика	Отм., *м* гребня	Высота	Класс сооружения и нормат. коэффициенты запаса[1] по типу основания[2]				Расстояние от гребня			
			Тип Б		Тип В		0	200	300	500
МОФ	510	75	2	1,14	1	1,18	0,96	1,17	1,21	1,24
	490	55	2	1,14	1	1,18	1,05	1,3	1,33	1,34
	470	35	2	1,14	2	1,14	1,39	1,54	1,59	1,62
СОФ	510	53	2	1,14	1	1,18	0,97	1,35	-	-
	486	29	2	1,14	2	1,14	1,0	1,42	-	-

[1]-Коэффициенты запаса для особого сочетания нагрузок по СниП 2.06.05-84.
[2]-По СниП 2.06.01-86: Основание типа Б- грунты песчаные, крупнообломочные, глинистые в твердом и полутвердом состоянии. Основание типа В- глинистые водонасыщенные грунты в пластичном состоянии.

Таблица 3

Координаты контурных точек перелома слоев грунта

№ точки	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12
Абсцисса	0	0	353	403	461	507	549	571	576.5	580	584	600
Ордината	0	36,5	38	36	35	36,5	38,5	40,5	37,5	37,5	39	35

№ точки	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24
Абсцисса	722,5	722,5	722,5	444,5	459	515	572,5	662	0	191	209	223,5
Ордината	32	26,5	0	24,5	23,5	0	27	24	102	105	110	110

Таблица 4

Координаты контурных точек перелома линии воды

№ точки	1	2	3	4	5	6
Абсцисса	0	168	330	432	600	722,5
Ордината	100	96,5	67	51	30	30

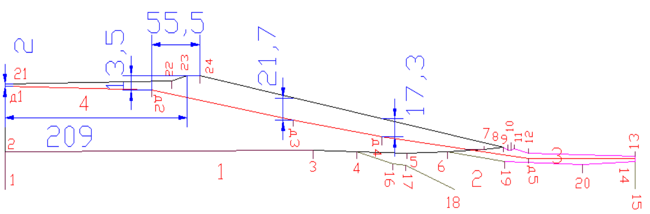


Рис.1. Схема низового откоса (данные Gidroproekt 2004)
*номера контура контурных точек перелома слоев и уровни дипрессии

В наших условиях объектом исследования являются дамбы хвостохранилищ обогатительных фабрик АГМК, целью работы является – определение устойчивых параметров низового откоса для случаев более пологого его заложения (m>5). Обвалование низового откоса по более пологому профилю позволяет повысить высоту дамбы при одинаковой ее устойчивости с величиной заложения откоса m=5 [5,6].

Краткая характеристика изученности МОФ ОХХ

Хвостохранилище объединенного хвостового хозяйства образовано перегораживанием пониженного участка местности *пионерской* дамбой с последующим ее наращиванием *намывным* способом. Основные параметры дамбы приведены в табл. 1.

Методика

Расчет устойчивости (табл.2) производился по программе *Gruntus* (разработка С.-ПбГТУ). Используется метод *круглоцилиндрической* поверхности скольжения и формула *Терцаги*. Сейсмическая сила учитывалась по методу Р.Р. Чугуева - поворот сооружения на соответствующий к-ту сейсмичности угол θ. Для каждой расчетной отметки рассмотрены 4 варианта *положений прудка*: (и кривых депрессии - не приведены) Lпл=0, 200, 300, 500 *м*. Расчеты выполнены с учетом сейсмичности 8 (θ=4˚20') и 9 (θ=8˚30') баллов.

Параметры профиля (рис.1, табл. 3,4).

Высота насыпи – 75 *м*.

Среднее заложение низового откоса: m=5 при наращивании до отметки 510 *м*.

Положение кривой депрессии назначено теоретически по результатам анализа фактически полученных натурных кривых.

Результаты. Коэффициенты устойчивости откоса определяются по формулам Терцаги и Чугаева (табл. 5). Сейсмические и инерционные нагрузки приняты по СНиП 2-07-81: рассчитывались спектральным методом как дополнительные статические нагрузки.

По результатам расчета устойчивости сделаны выводы: конструкция ограждающей дамбы хвостохранилища 1 класса высотой до 75 м с заложением низового откоса 1:5 и указанным положением кривой депрессии является устойчивой и при статических нагрузках и с учетом сейсмики.

Анализ расчетов

Из сопоставления эквивалентных случаев расчета в табл. 2 и 5 (формула Терцаги для особого сочетания нагрузок, высота откоса – 75 *м*, расстояние от гребня до уреза воды 200 *м*, податливое основание – тип В, сооружение 1-го класса) следует близость нормативных коэффициентов устойчивости (1,18; 1,184). и некоторое отличие (1,5%) рассчитанных: – (1,17; 1,187). Первое значение из них говорит о **неустойчивости** (с невыполнением норматива на 0,85%), а второе – о **устойчивости** (с превышением норматива на 0,25%) названного сооружения. Ввиду незначительности этих отличий проверим устойчивость профиля с учетом сейсмичности (устойчивость для основного сочетания нагрузок – не сомненна).

Проверка устойчивости исходного откоса (m=5, H=75 *м*)

Расчет коэффициента устойчивости откоса выполняется по программе [9], реализующей расчеты устойчивости грунтового откоса с учетом действия сейсмических сил по СНиП 2-А.12-62 и с использованием 3-х методов дискретизации области сдвига: Г. Крея (метод точен и рекомендован межведомственной комиссией Госстроя), К. Терцаги (для откосов с m>2,5 приводит к занижению k_{min}), Р.Р. Чугаева Согласно СНиП [8] критерием устойчивости плотины является величина коэффициента устойчивости, определяемая по выражению:

$$k_s = \frac{R}{F} \geq \frac{\gamma_n \gamma_{fc}}{\gamma_c}.$$

Таблица 5

Результаты расчетов устойчивости низового откоса [4]

№	Расчетный случай (A/B<2)	Коэффициенты устойчивости для нагрузок				
		Основное сочетание			Особое сочетание	
		Норма	Формула		Норма	Формула Терцаги
			Терцаги	Чугаева		
1	Основание- податливое	1,316	1,5446	1,6779	1,184	1,1869
2	Основание-жесткое	1,316	1,5953	1,7009	1,184	1,2056

Параметры расчетного профиля откоса, приняты упрощенно по рис.2.

№ п/п	$G_{сух}$, *т/м³*	$G_{нас}$, *т/м³*	ρ ˚	C, *т/м²*
1	1,82	1,85	30,96	0,00
2	1,57	1,98	21,80	1,50

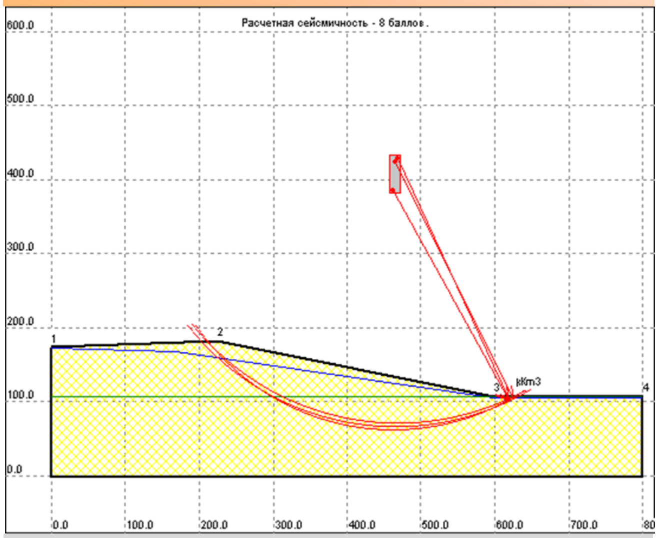


Рис.2. Расчетная схема при m=5, H=75 м, уровень депрессии - подобен [4]

Координаты характерных точек откоса:

№ п/п	X, *[м]*	Y, *[м]*	№ п/п	X, *[м]*	Y, *[м]*
1	0,00	174,00	3	598,50	107,00
2	223,50	182,00	4	800,00	107,00

Координаты точек кривой депрессии:

№ п/п	X, *[м]*	Y, *[м]*	№ п/п	X, *[м]*	Y, *[м]*
1	0,00	172,00	3	598,50	105,00
2	168,00	168,50	4	800,00	105,00

Координаты точек границы грунтов 1 и 2:

№ п/п	X, *[м]*	Y, *[м]*	№ п/п	X, *[м]*	Y, *[м]*
1	0,00	107,00	3	800,00	107,00
2	598,50	107,00	4	0,00	0,00

Область центров и радиусы поверхностей скольжения:

Наименование	X, *[м]*	Y, *[м]*	R, *[м]*
Min. значения	457,00	380,00	310,00
Max. значения	474,00	434,00	360,00
Кол-во точек	12	12	20

Минимум расчетного коэффициента устойчивости

Метод	K_{min}	R_{min}, *[м]*	X_{min}, *[м]*	Y_{min}, *[м]*
Г.Крея	1,240	357,37	469,36	429,09
К.Терцаги	1,172	323,16	463,18	384,91
Р. Чугаева	1,264	357,37	466,27	424,18

где: R – расчетное значение обобщенной *несущей способности* системы «сооружение-основание»;

F – расчетное значение обобщенного *силового воздействия*;

γ_c, γ_n, γ_{fc} – коэффициенты надежности соответственно по: *методу* расчета, *классу* сооружения, *сочетанию* нагрузок, определяемые там же: γ_n=1,25 (1-й класс сооружения), γ_{fc}=1,0 (основное сочетание нагрузок), γ_{fc}= 0,9 (особое сочетание нагрузок), γc=0,95.

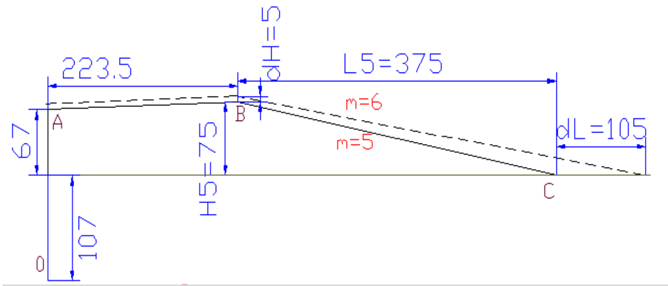


Рис. 3. Схема низового откоса:
Варианты изменения заложения откоса 5 и 6

Следовательно, *нормативное* значение коэффициента устойчивости соответственно для основного и особого сочетания нагрузок определится из:

$$\frac{\gamma_n\gamma_{fc}}{\gamma_c}=\frac{1.25\cdot 1.0}{0.95}=1.316. \qquad \frac{\gamma_n\gamma_{fc}}{\gamma_c}=\frac{1.25\cdot 0.9}{0.95}=1.184.$$

Относительная ширина отсека R/b = 100
Расчетная сейсмичность в баллах, K_c = 8
Относительный центр тяжести откоса = 0,4000

Результаты в этой таблице показывают, что устойчивость дамбы по методам Г.Крея и Р.Чугаева обеспечена, в то время, как по методу К. Терцаги, который был контрольным для исследований [3] и [4], устойчивость дамбы **не обеспечена:** $k_{min.}$= 1,172<1,184. Ввиду того, что вывод о неустойчивости дамбы подтвержден ранее [1], представляется целесообразным выполнить поиск устойчивого по методу К.Терцаги профиля в еще более пологих вариантах.

Исследование предельно-устойчивых профилей низового откоса

Соотношение исходного (m=5) профиля и пологого (m>5) показано на рис.3, где для более пологого откоса принято: m=6. Между приростом высоты (ΔH) и увеличением проложения

(ΔL) относительно исходного профиля легко получить зависимость:

$$\Delta H=\frac{\Delta L-(m-5)H_5}{m}, \tag{1}$$

где: m – заложение пологого откоса (m > 5);
H_5- высота откоса при m = 5.

Суть данного исследования – поиск устойчивых профилей и состоит в следующем:

- первый шаг задание m: предполагаемый интервал (5-6,5).
- выполнение цикла расчета устойчивости откоса для варьируемого параметра ΔL и расчетного согласно формуле (1) ΔH, до достижения коэффициента устойчивости 1,184 по К. Терцаги.
- получение зависимости H (m) – в принятом интервале изменения m для пологих откосов.

Как видно из рис. 3 обеспечение сходных условий намыва (по отношению к модели m = 5) требует для каждого значения m в расчетной модели откоса оставлять размер 223,5 *м* – неизменным, измененять абсциссы точки С на величину ΔL и ординаты точек А, В на величину dH. Положение верхних точек кривой депрессии для каждого расчетного случая определяем аналогично положению точек А, В (рис.1).

Таблица 7

Исследуемые заложения пологого откоса

Вариант	1	2	3	4	5
Значение m	5	5,25	5,5	5,75	6

Таблица 6

Расчетные характеристики грунтов насыпи и основания на ПК 181

Слой грунта		Vs, *м/с*	Деформац. свойства		Объемный вес, *т/м³*		Прочностные свойства	
№	Название		E, *т/м²*	ν	Естеств.	В-насыщ.	tgφ	C, *т/м²*
1,3	Суглинки основания		600	0,38	1,57	1,98	0,4	1,5
2	Супесь основания		600	0,38	1,78	1,99	0,4	1,5
4	Песок тела плотины	290	2000	0,3	1,82	1,85	0,6	0

Условия расчета устойчивости откоса дамбы

Двухслойной схемы для циклических рассчетов достаточно, т.к. из табл. 6 видно, что слои основания имеют одинаковые прочностные характеристики.

Интервал изменения заложения откосов для их выполаживания принимается по табл. 7.

1. Устойчивая высота (H_5) исходного откоса (m=5)

Координаты характерных точек откоса:

№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]	№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]
1	0,00	171,00	3	583,50	107,00
2	223,50	179,00	4	800,00	107,00

Координаты точек кривой депрессии:

№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]	№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]
1	0,00	171,00	3	583,50	107,00
2	223,50	179,00	4	800,00	107,00

Координаты точек границы грунтов 1 и 2:

№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]	№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]
1	0,00	107,00	2	800,00	107,00

Минимум расчетного коэффициента устойчивости

Метод	K_{min}	R_{min}, [*м*]	X_{min}, [*м*]	Y_{min}, [*м*]
Г.Крея	1,250	357,37	460,91	432,73
К.Терцаги	1,184	325,79	455,45	389,09
Р. Чугаева	1,276	336,32	458,18	403,64

Далее имеем H_5=72 *м*, L=360 *м*.

2. Устойчивая высота откоса при m=5.25

По формуле (1) получим:

$$\Delta L = m\Delta H + (m-5)H_5 \qquad (2)$$

ΔH	ΔL	Y_A	Y_B	X_C	$Y_{Д1}$	$Y_{Д2}$	$K_З$
0	0	171	179	583.5	169	165,5	
2	28,5	173	181	612	171	167,5	1,206
4	39	175	183	622.5	173	169,5	1,199
6	49,5	177	185	633	175	171,5	1,194
10	70,5	181	189	654	179	175,5	1,184

Параметры последнего случая:
R=360 *м*, H=82 *м*,
X_0=494,55 *м*, L=430,5 *м*.
Y_0=418.18 *м*,

Координаты характерных точек откоса:

№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]	№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]
1	0,00	181,00	3	654,00	107,00
2	223,50	189,00	4	800,00	107,00

Координаты точек кривой депрессии:

№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]	№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]
1	0,00	179,00	3	654,00	105,00
2	168,00	175,50	4	800,00	105,00

3. Устойчивая высота откоса при m=5.5

По формуле (2) получим:

ΔH	ΔL	Y_A	Y_B	X_C	$Y_{Д1}$	$Y_{Д2}$	$K_З$
0	0	171	179	583,5	169	165,5	
14	113	185	193	696,5	183	179,5	1,214
24	168	195	203	751,5	193	189,5	1,179
22	157	193	201	740,5	191	187,5	1,183
21.5	154,25	192,5	200,5	737,75	190,5	187	1,184

Параметры последнего случая:
R=450 *м*, H=93,5 *м*,
X_0=546,36 *м*, L=514,25 *м*.
Y_0=499,09 *м*,

4.Устойчивая высота откоса при m=5.75

По формуле (2) получим:

Координаты характерных точек откоса:

№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]	№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]
1	0,00	192,50	3	737,75	107,00
2	223,50	200,50	4	1200,00	107,00

Координаты точек кривой депрессии:

№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]	№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]
1	0,00	190,50	3	737,75	105,00
2	168,00	187,00	4	1200,00	105,00

Координаты точек границы грунтов 1 и 2:

№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]	№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]
1	0,00	107,00	2	1200,00	107,00

Параметры последнего случая:
R=552,63 *м*, H=108,5 *м*,
X_0=610,91 *м*, L=623,88 *м*.
Y_0=594,55 *м*,

5.Устойчивая высота откоса при m=6

По формуле (2) получим:

ΔH	ΔL	Y_A	Y_B	X_C	$Y_{Д1}$	$Y_{Д2}$	$K_З$
0	0	171	179	583,5	169	165,5	
33	243,75	204	212	827,25	202	198,5	1,189
36	261	207	215	844,5	205	201,5	1,185
36.5	263,88	207,5	215,5	847,38	205,5	202	1,184

Параметры последнего случая:
R=668,42 *м*, H=128,0 *м*,
X_0=699,09 *м*, L=768 *м*.
Y_0=700,0 *м*,

Координаты характерных точек откоса:

№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]	№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]
1	0,00	227,00	3	991,50	107,00
2	223,50	235,00	4	1200,00	107,00

Координаты точек кривой депрессии:

№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]	№ п/п	X, [*м*]	Y, [*м*]
1	0,00	225,00	3	991,50	105,00
2	168,00	221,50	4	1200,00	105,00

Построение зависимостей параметров предельного откоса от m.

Зависимости параметров от **m** представлены в сводной табл. 8.

Таблица 8

Параметры предельного (по К. Терцаги) откоса

m	α°	H, *м*	L, *м*	R, *м*	X_0, *м*	Y_0, *м*
5	11,31	72	360	326	455	389
5,25	10,78	82	431	360	495	418
5,5	10,30	93.5	514	450	546	499
5,75	9,87	108.5	624	552	611	595
6	9,46	128.0	768	668	699	700

На рис.4. показан график зависимости H(m), который можно использовать для предварительного выбора предельной высоты откоса.

Выводы.

- Величина предельной высоты дамбы 75 *м* при заложении откоса 5 вызывает сомнение по контролю устойчивости методом К. Терцаги. Нами получено в этом случае 72 *м*.

- В данном исследовании впервые для условий АГМК ОХХ получены зависимости, позволяющие выбирать предельную высоту намыва дамбы в зависимости от фактического заложении откоса m в диапазоне от 5 до 6.

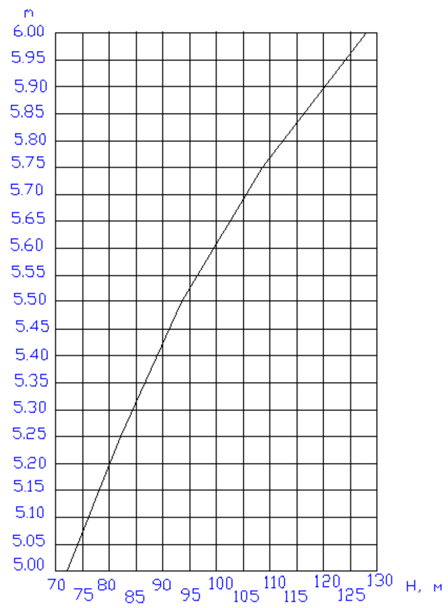


Рис.4. График зависимости H(*м*)

- Для откосов с m>5 предельная высота увеличивается в сравнении с m=5, однако следует иметь ввиду соответствующий рост проложения откоса. Из табл. 8 видно, что L возрастает более чем в 2 раза.
- Фактическое значение m следует определять наиболее тщательно Разница крутизны откосов для крайних случаев не превышает 2°.
- Условность прочностных характеристик грунтов основания и плотины в значительной степени сохраняется по сей день.

Библиографический список:

1.Закон Республики Узбекистан. О безопасности гидротехнических сооружений. 20.08.1999 г., № 826-I.

2.Низаметдинов Ф.К., Бесимбаев О.Г., Долгоносов В.Н. Устойчивость насыпных гидротехнических сооружений. – Казахстан. Караганда, КарГТУ, 2013. С. 67-72.

3.Отчет. Обеспечение устойчивости дамбы хвостохранилища Объединенного хвостового хозяйства в связи с повышением сейсмичности площадки (30086-106, 111ГИ), АО <МЕХАНОБР Инжиниринг>- АГМК- Медная обогатительная фабрика. – Санкт-Петербург. 1997.

4.Отчет «1610-03-Т2. Расчетное обоснование устойчивости низового откоса ограждающих сооружений хвостохранилища МОФ (Объединенного хвостового хозяйства) Алмалыкского ГМК при наращивании до отм. 510 м», ОАО ГИДРОПРОЕКТ. – Ташкент. 2004 г.

5.Отчет. Исследование устойчивости низового откоса хвостохранилища МОФ2 АГМК по состоянию на 01.01.2016, 2016.

6.Отчет (ТТУ). Исследование устойчивых профилей низового откоса объединенного хвостохранилища СОФ и МОФ2 АГМК. – Ташкент. 2010.

7.Певзнер М.Е., Иофис Н.А., Попов В.Н. Геомеханика. – М.: МГУ, 2005. 438 с.

8.Плотины из грунтовых материалов СНиП 2.06.05-84 – М. 1991.*

9.Русинов В.Ю, Александров А.В. Расчет устойчивости земляных откосов по кругло-цилиндрическим поверхностям скольжения v.5.01, – М., 1999, bob_rusinov@mail.ru

10.Терцаги К. Теория механики грунтов. – М.: 1961. 162 с.

11.Яковлев В. Н. Контроль и оценка устойчивости откосов дамб хвостохранилищ по результатам маркшейдерских наблюдений. Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. – Екатеринбург, 2002.- 129 с.

12. www.solidworks.com.

13.Рахимова М.Х., Худайбердиев Ф.Т. Оценка устойчивости откосов дамб хвостохранилищ по результатам маркшейдерских наблюдений. // Сборник научных статей. Международная научно-техинческая конференция “Проблемы и пути инновационного развития горно-металлургической отрасли". Часть-1. - Ташкент: ТГТУ, 2014. 253-257 с.

14. Рахимова М.Х. Определение и анализ деформационных процессов гидротехнических сооружений (на примере дамбы хвостохранилища АГМК). // Сборник научных статей Международной научно-технической конференции “Ресурсопроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр, Москва (Россия)-Бишкек (Кыргызстан)” - Бышкек: 2015.

15. Рахимова М.Х. Анализ маркшейдерско-геодезических инструментальных наблюдений за состоянием горнотехнических сооружений. //Республиканская научно-техническая конференция, “Горно-металлургический комплекс: достижения, проблемы и преспективы инновационного развития”. – Навои, 2016 г. С. 87-88.

16.www.solidworks.com.

УДК 502.3

ПРОГНОЗ СОДЕРЖАНИЯ ЗАГРЯЗНЯЮЩИХ ВЕЩЕСТВ В ПЛАСТОВЫХ ВОДАХ ГАЗОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ АФГАНО-ТАДЖИКСКОГО БАССЕЙНА ПРИ ИХ ЭКСПЛУАТАЦИИ



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

Азизов Р.О.,
заместитель президента Национальной академии наук Таджикистан, д.т.н., профессор

Мирбобоев Ш.Ж.,
ассистент кафедры ГиНГД горно-металлургического института Таджикистана

Ushbu maqolada, Afg'on-Tojik havzasida gaz va gaz kondensat konlarini o'zish jarayonida qatlam suvlarini ifloslantiruvchi moddalarning tarkibini prognoz qilish uchun Universal Regressiya modelidan (URM) foydalangan. Afg'on-Tojik havzasida gaz va gaz kondensat konlarini o'zish jarayonida qatlam suvlarini ifloslantiruvchi moddalarning tarkibini prognoz qilish uchun haqiqiy ma'lumotlar y'ne brom, ammoniy, yod, vodorod va bor kislotasi ionlaridan foydalangan.

Tayanch iboralar: *prognozlash, ifloslantiruvchi moddalar, kimyoviy tarkib, qatlam suvlari, Universal Regressiya modeli, geokimyo, gaz quduqlarini suvbosishi.*

В данной работе представлена универсально – регрессионная модель (УРМ) для прогнозирования содержания загрязняющего вещества пластовых вод при разработке газовых и газоконденсатных месторождений Афгано-Таджикского бассейна. Для прогнозирования содержания загрязняющего вещества пластовых вод с использованием УРМ, рассмотрены результаты обработки фактических данных содержания ионов брома, аммония, йода, сероводорода и борной кислоты месторождений Афгано-Таджикского бассейна.

Ключевые слова: *прогнозирование, загрязняющие вещества, химический состав, пластовые воды, универсальная регрессионная модель, геохимия, обводнения газовых скважин.*

Влияние нефтегазодобывающей промышленности на окружающую среду всегда были ощутимыми, а загрязнение природы нефтепродуктами и пластовыми водами являются в этом направлении приоритетными. Распространение на поверхности земли пластовых вод изменяет микрорельеф территории и может быть причиной вторичного засоления почв вокруг скважин. В их составе присутствуют углеводороды, разнообразные соли и механические примеси, которые, поглощаясь почвой и, поступая в грунтовые воды, резко изменяют их химические и физико-химические свойства – солевой состав, щелочность, реакцию почвенных суспензий, почвенно-поглощающий комплекс, нарушают водно-воздушный режим и углеродно-азотный баланс.

Интенсивная эксплуатация месторождений нефти и газа в Афгано-Таджикском нефтегазоносном бассейне (АТНБ), ускоренная добыча углеводородного сырья в значительной степени влияет на состояние окружающей среды. Большинство месторождений АТНБ находятся на последней стадии разработки и процесс обводнения скважин происходят ускоренным темпом, что приводит к большому отбору пластовых вод. В дополнение к этому, большая часть трубопроводов устарели, они подверглись коррозии, в связи с чем часто возникают случаи розлива пластовой воды на поверхность земли из-за разрушения трубопроводов. В пластовых водах месторождений бассейна содержатся определенные концентрации микроэлементов, а именно ионов аммония, йода и брома, которые ускоряют засоление почв при воздействии на них.

В данной статье, авторами предлагается математическая модель прогнозирования эколого-химической характеристики пластовых вод нефтяных и газовых месторождений АТНБ с использованием Универсальной регрессионной модели (УРМ).

Для этой цели рассмотрены результаты обработки фактических данных газовых скважин месторождений Андиген и Шаамбары, полученных при разработке акжарской и бухарской залежей. Согласно этой модели, уровень исследуемого параметра в переходных процессах P(t) могут быть описаны и исследованы с помощью следующей функции переходных процессов (ФПП) [2]:

$$P(t)=P_0+D\int_0^t \frac{1}{\Gamma(n+1)}\left(\frac{t}{\tau}\right)^{n+1}e^{-\frac{t}{\tau}}dt=P_0+D\text{Гамм}\left(\frac{t}{\tau}\right);n+1;1;1 \quad (1)$$

Где: P_0 - уровень исследуемого параметра непосредственно перед ее дестабилизацией, т.е., к моменту времени t = 0

D = βτ – максимальный уровень исследуемого параметра к концу процесса, т.е., к моменту времени t = ∞, β-максимальная сила процесса за час времени.

ГАММАРАСП (Гамма) $\left(\frac{t}{\tau};n+1;1;1\right)$ неполное Гамма – распределение в интерпретации Microsoft Office Excel;

n-порядок процесса, τ- постоянная, указывающая на состояние процесса;

Если известен массив i, в количестве 4≤ i ≤k пар фактических значений функции $f_i=P_{i+1}-P_i$ к соответствующим моментам времени $t_i=t_{i+1}-t_i$, то параметры n, τ и коэффициента β, оцениваются следующим образом:

$$n=\frac{(kS_2-S_1^2)S_8+(S_1S_4-S_2S_3)S_5+(S_1S_3-kS_4)S_6}{(kS_2-S_1^2)S_7+(S_1S_4-S_2S_3)S_3+(S_1S_3-kS_4)S_4} \quad (2)$$

$$\tau=\frac{kS_2-S_1^2}{S_1S_5-kS_6-n(S_1S_3-kS_4)} \quad (3)$$

$$D=\frac{\sum_{i=1}^{i=k}\sum_{i=1}^{i=k_i}f_i}{\sum_{i=1}^{i=k}\int_0^t\frac{1}{\Gamma(n+1)}\left(\frac{t}{\tau}\right)^{n+1}e^{-\frac{t}{\tau}}dt} \quad (4)$$

где: k- общее количество пар исходных данных, k_i- текущее количество пар исходных данных, i- индекс исходных пар данных.

$$S_1=\sum_{i=1}^{i=k}t \qquad S_2=\sum_{i=1}^{i=k}t^2 \qquad S_3=\sum_{i=1}^{i=k}\ln t \qquad S_4=\sum_{i=1}^{i=k}t\ln t$$

$$S_5=\sum_{i=1}^{i=k}\ln f \qquad S_6=\sum_{i=1}^{i=k}t\ln f \qquad S_7=\sum_{i=1}^{i=k}(\ln t)^2 \qquad S_8=\sum_{i=1}^{i=k}\ln t\ln f$$

Таблица 1

Значения параметров ФПП для расчета показателей отработки месторождения (Андыген)

Показатель	n	τ	D	От. ош. модели, ∆, %
Бром	7,9171	0,1626	132,7996	12,67
Аммоний	3,1806	0,3048	140,1815	91,8488
Йод	1,7416	1,3992	551,1945	6,51817
Сероводород	6,6055	0,4096	8,5914	6,1228
Борная кислота	-	-	-	-

Таблица 2

Значения параметров ФПП для расчета показателей отработки месторождения (Шаамбары)

Показатель	n	τ	D	От. ош. модели, ∆, %
Бром	1,4858	1,1827	-512,636	36,9398
Аммоний	-	-	-	-
Йод	0,2681	5,6878	134,9750	159,165
Сероводород	-	-	-	-
Борная кислота	0,1648	43,2918	-4045,84	20,18987

На рис. 1, 2, 3 и 4 приведены сравнительные анализы содержания микрокомпонентов в пластовых водах с фактическими данными результатов прогноза УРМ. В первом геологическом возрасте, по месторождению Шаамбары фактическое содержание брома составляет 142 *мг/л.*, результаты прогноза УРМ 142.00 *мг/л.*, то есть эти значения одинаковые. Остальные сравнительные результаты предоставлены в таблицах.

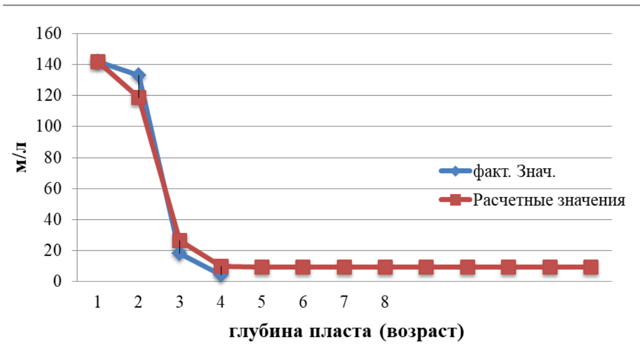


Рис.1. Прогноз содержания брома в водах месторождения Андыген в зависимости от глубины пласта

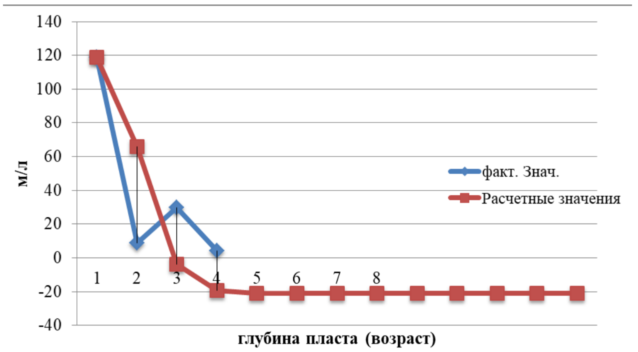


Рис.2. Прогноз содержания аммония в водах месторождения Андыген в зависимости от глубины пласта

Предлагаемый метод исследования и прогнозирования содержания загрязняющих веществ на базе УРМ в пластовых водах эксплуатируемых месторождений Андыген и Шаамбары обеспечивает точную информацию о содержании микрокомпонентов в них.

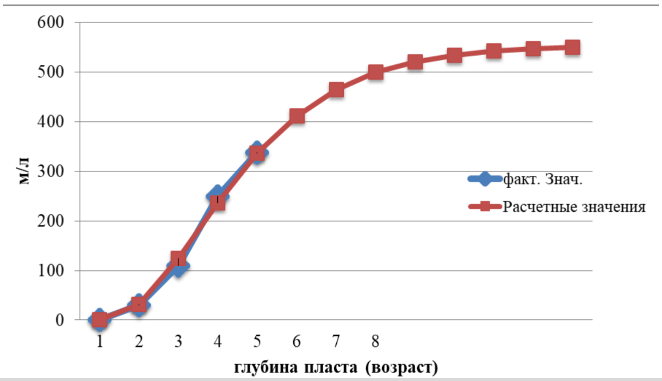


Рис.3. Прогноз содержания йода в водах месторождения Андыген в зависимости от глубины пласта

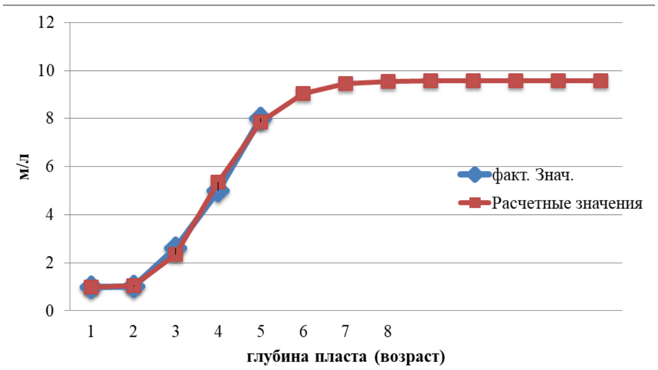


Рис.4. Прогноз содержания сероводорода в водах месторождения Андыген в зависимости от глубины пласта

$$1 - J_3^{ox-km},\ 2 - K_1^{v-ap},\ 3 - K_{1,}^{a},\ 4 - K_2^{cm},$$
$$5 - K_2^{t+sn},\ 6 - ₽_{1,}\ 7 - ₽_2^{al},\ 8 - N.$$

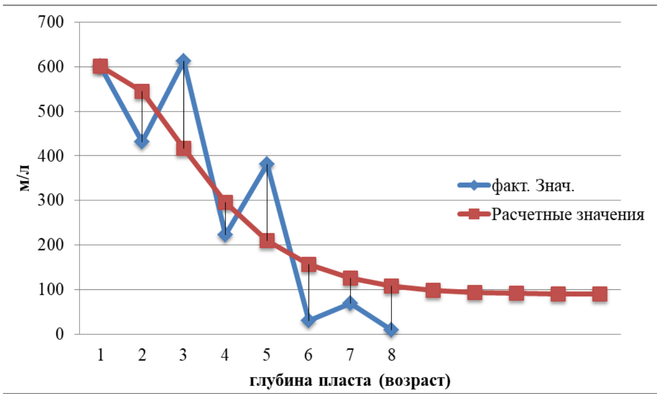


Рис.5. Прогноз содержания брома в водах месторождения Шаамбары в зависимости от глубины пласта

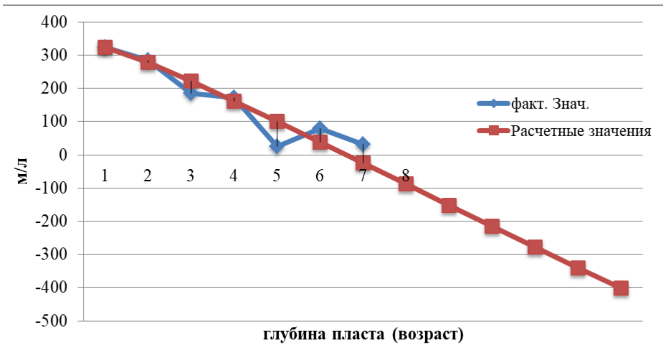


Рис.6. Прогноз содержания борной кислоты в водах месторождения Шаамбары в зависимости от глубины пласта

Таблица 3

Результаты расчета прогнозирования содержания брома, йода, борной кислоты и аммония при эксплуатации газового месторождения Андыген

Глубина пласта - возраст	Содержание йода факт.	Содержание йода расч.	Содержание брома факт.	Содержание брома расч.	Содержание аммония факт.	Содержание аммония расч.	Содержание сероводорода факт.	Содержание сероводорода расч.
$1 - J_3^{ox-km}$	1	1,00000002	-	-	-	-	1	1,0000
$2 - K_1^{v-ap}$	30	31,01332157	142	142	119	119	1,01	1,0522
$3 - K_{1,}^{a}$	109	124,0636023	133	118,5902708	9	65,9453	2,6	2,3360
$4 - K_2^{cm}$	250	236,2596005	18	26,54170326	30	-3,7568	5	5,3578
$5 - K_2^{t+sn}$	338	335,6634756	4	9,868025999	4	-19,1884	8	7,8640
Итого	**728**	**728,00000**	**297**	**297,00000**	**162**	**162,00000**	**17,6100**	**17,6100**

Таблица 4

Результаты расчета прогнозирования содержания брома, йода, борной кислоты и аммония при эксплуатации газового месторождения Шаамбары

Глубина пласта - возраст	Содержание йода факт.	Содержание йода расч.	Содержание брома факт.	Содержание брома расч.	Содержание борной кислоты факт.	Содержание борной кислоты факт
$1 - J_3^{ox-km}$	0,00	0,0000	602,00	602	323	323
$2 - K_1^{v-ap}$	42,00	11,8010	432,00	544,5372446	284	277,1294
$3 - K_{1,}^{a}$	0,00	25,8526	612,00	416,1762134	184	221,4192
$4 - K_2^{cm}$	70,00	39,4162	223,00	296,1350091	171	162,0929
$5 - K_2^{t+sn}$	0,00	51,8810	382,00	210,3420326	25	100,7850
$6 - \text{₽}_{1,}$	153,00	63,0707	31,00	156,5282032	80	38,3304
$7 - \text{₽}_2^{al}$	0,00	72,9781	69,00	125,2812972	31	-24,7570
Итого	**265**	**265**	**1098**	**1098**	**1098**	**1098.000**

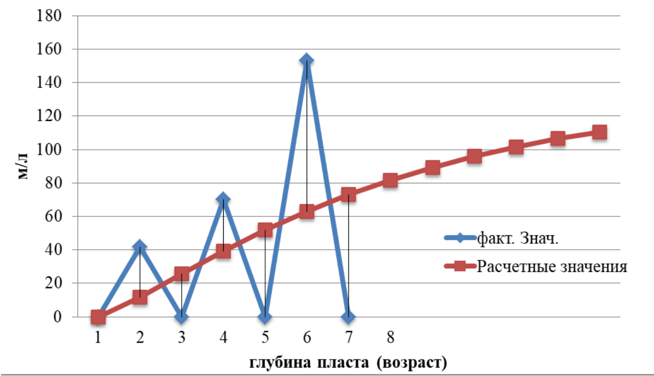


Рис.7. Прогноз содержания йода в водах месторождения Шаамбары в зависимости от глубины пласта

$$1 - J_3^{ox-km},\ 2 - K_1^{v-ap}, 3 - K_{1,}^{a}, 4 - K_2^{cm},$$
$$5 - K_2^{t+sn}, 6 - \text{₽}_{1,} 7 - \text{₽}_2^{al},\ 8 - N.$$

Информация о содержании микрокомпонентов ярко выражена при глубинах пласта, когда 4≤ i ≤k., так как суммы фактических значений полностью совпадают с их расчетными значениями (см. табл. 3 и 4). В ряде случаев, способ может использоваться как альтернатива дорогим технологиям геофизических исследований скважин (ГИС) или лабораторным методам.

Также в данном случае, имеется возможность регулирования технологических режимов утилизации попутных пластовых вод или принятия необходимых решений по их использовании.

Основным недостатком предложенной методики является, то что замер исходных данных необходимо проводить строго через постоянный интервал времени.

Необходимо отметить, что в некоторых случаях, пластовые воды могут быть полезны с точки зрения практического применения. Перспективой дальнейших исследований является масштабное исследование эффективной утилизации или переработки пластовых вод в качестве источников минерального сырья.

Библиографический список:

1.А. Е. Готгильф, В. Н. Афанасьева, Т. А. Сафранов, М. И. Суббота. Гидрогеологические предпосылки нефтегазоносности Таджикской депрессии издательство «Дониш». Душанбе 1975. 200 с.

2..Ю. Султонов «Универсальная регрессионная модель для прогнозирования рыночной цены», https://www.mql5.com/ru/articles/250, 7. 02. 2011.

3.Ш. Ж. Мирбобоев, З. А. Разыков, Ю. Султонов, С. К. Сохошко Прогнозирование процесса обводнения газовых залежей с применением универсальной регрессионной модели. Горный вестник Узбекистана №81 (2) 2020, С. 4-8.

УДК 622.235 (043.3)

ИССЛЕДОВАНИЯ ИЗМЕНЕНИЯ ШИРИНЫ ТРАПЕЦИЕВИДНОЙ ФОРМЫ ПОДПОРНОЙ СТЕНКИ ВЗРЫВАМИ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА В ГРУНТОВОМ МАССИВЕ




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

Норов А.Ю.,
докторант НГГИ

Норова Х.Ю.,
кафедра «Горное дело»,
ТашГТУ имени И.Каримова,
докторант (Phd)

Хасанов О.А
старший преподаватель кафедры
«Горное дело» Алмалыкского
филиала ТашГТУ
имени И. Каримова

Portlovchi jinslarning emulsion bb energiya xususiyatlarini, burg'ulash parametrlarini va fizik-mexanik xususiyatlarini aniqlash asosiy parametrlarini o'z ichiga olgan, bir trapezoidal shakli siqilgan o'rta formula yordamida, quduq BV zaryad portlash paytida portladi jinslarning maksimal balandligi hisoblash uchun. Portlatilgan jinslarning maksimal balandligi, quduqlarning birinchi qatori portlashi, devorning kengligi, chuqurlik balandligi, emulsiya zaryadining balandligi, zaryadning zichligi va emulsion bb portlashining issiqligi, portlatish qiyin va o'rta portlovchi jinslar uchun maksimal balandlikdagi o'zgarishlarga bog'liq.

Tayanch iboralar: *devorning balandligi, qulashi kengligi, portlatilgan tog' massasi, chuqurlik kengligi, eng kam qarshilik liniyasi, portlovchi moddalar, trapezoidal, uchburchak, devor devorining segmentli shakli, quduq to'lovlari, fizik modellashtirish usullari*

Для расчета максимальной высоты развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов ВВ, с использованием трапециевидной формы зажатой среды получена формула, в которую входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики эмульсионного ВВ, параметры буровзрывных работ и физико-механические свойства взрываемых горных пород. Установлены зависимости изменения максимальной высоты развала взорванных горных пород, ширины развала при взрыве первого ряда скважин, ширины подпорной стенки, высоты уступа, высоты эмульсионного заряда, плотности заряжания и теплоты взрыва эмульсионного ВВ, для весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых пород.

Ключевые слова: *Высота подпорной стенки, ширина развала, взорванная горная масса, ширина уступа, линия наименьшего сопротивления, взрывчатые вещества, трапециевидная, треугольная, сегментная форма подпорной стенки, скважинные заряды, методы физического моделирования.*

Приведенные исследования позволили установить параболические зависимости изменения ширины трапециевидной формы подпорной стенки от линии наименьшего сопротивления, плотности взрываемых горных пород, высоты эмульсионного заряда и крепости горных пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова, абсолютное значение которых приведены в таблицах 1-3. В результате обработки данных, приведенных в табл. 1-3 получены формулы для инженерного расчета ширины подпорной стенки взрывами скважинных зарядов ВВ, с применением их трапециевидной формы[1-5].

Величина развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки определяется по формуле:

$$L_{p.n.c} = \left(1 - \frac{L_{n.c}\cdot b_{c.n.c}}{k_{p.c}\cdot W_{ЛНС} + L_{раз}}\right)\cdot\left(\frac{Q_{ВВ}\cdot \rho_{ВВ}\cdot V_{ВВ}}{f\cdot\rho\cdot g\cdot W_{ЛНС}^{3}}\right)\cdot k \qquad (1)$$

где, $L_{n.c}$ - принятая ширина подпорной стенки, м; $k_{p.c}$ - коэффициент разрыхления пород подпорной стенки, $k_{p.c}$ = 1,0/51,1); $W_{лнс}$ - линия наименьшего сопротивления, м; $L_{раз}$ -ширина развала, *м* ($L_{раз}$ = 40 *м*); $b_{c.n.c}$ - величина учитывающая влияние сил сопротивления подпорной стенки смещению породы, ($b_{c.n.c}$=1); $Q_{ВВ}$ - теплота взрыва эмульсионного ВВ, *кДж/кг*; $\rho_{ВВ}$ - плотность заряжания эмульсионного ВВ, *кг/м*^{3}; $V_{ВВ}$ - объем эмульсионного ВВ, *м*^{3}; *Р* - плотность породы, *кг/м*^{3}; *g*-ускорение силы тяжести, м/с^2; *f* - коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова; -коэффициент учитывающий взрываемость горных пород: для средне взрываемых горных пород *k* = 2,8 - 3; для трудновзрываемых горных пород *k* = 2,6 - 2,8; для весьма трудновзрываемых горных пород *k* = 2,4 - 2,6;

На рис.1 приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от теплоты взрыва заряда эмульсионного ВВ, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 25 до 145 *м*, теплота взрыва эмульсионного ВВ во всех исследованных горных породах увеличивается.

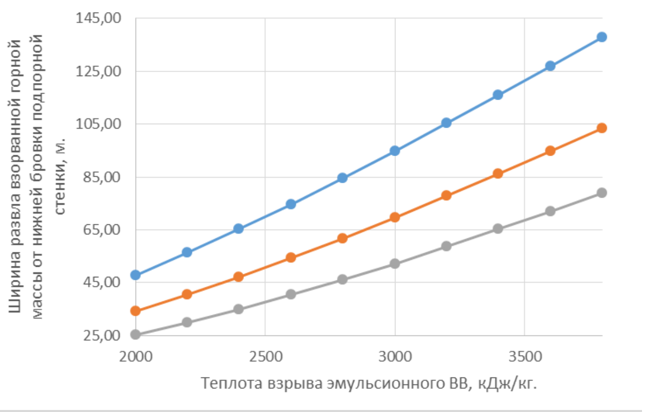


Рис.1. Изменение ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от теплоты взрыва заряда эмульсионного ВВ

Исследованиями установлено, что при теплоте взрыва эмульсионного ВВ равной 3000 *кДж/кг*, ширина развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки увеличивается соответственно: для средне взрываемых 50 *м*, трудновзрываемых 69 *м* и весьматрудновзрываемых 96 *м* [6-8].

Таблица 1

Результаты опытно-промышленных взрывов по определению величины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки взорванных горных пород взрывами скважинных зарядов на неубранную горную массу в средневзрываемых, трудновзрываемых и весьма трудновзрываемых породах

Вид породы	Теплота взрыва эмульсионного ВВ	Плотность заряжания эмульсионного ВВ	Высота заряда эмульсионного ВВ	Радиус заряда эмульсионного ВВ	Крепость горных пород по шкале проф. М.М. Протодьяконова	Плотность горных пород	Линия наименьшего сопротивления на уступе	Ширина подпорной стенки, трапециевидной формы	Ширина развала породы при взрыве 1 ряда скважин	Коэф. учитывающий влияние сил сопротивления на смещение	Коэф. Разрыхления	Ширина развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки
	$Q_{вв}$, *кДж/кг*	$\rho_{вв}$, *кг/м³*	$l_{зар}$, *м*	$r_{зар}$, *м*	f	ρ, *кг/м³*	$W_{лнс}$, *м*	$L_{пс}$, *м*	L, *м*	$b_{спс}$	$k_{рс}$	$L_р$, *м*
Средне взрываемые	2000	1000	8	0,1	8	2,59	6,1	31	40	1,01	1,05	47,83
	2200	1030	8,1	0,105	8,1	2,58	6,2	32	41	1,02	1,06	56,24
	2400	1060	8,2	0,11	8,2	2,57	6,3	33	42	1,03	1,07	65,20
	2600	1090	8,3	0,115	8,3	2,56	6,4	34	43	1,04	1,08	74,66
	2800	1120	8,4	0,12	8,4	2,55	6,5	35	44	1,05	1,09	84,57
	3000	1150	8,5	0,125	8,5	2,54	6,6	36	45	1,06	1,10	94,84
	3200	1180	8,6	0,13	8,6	2,53	6,7	37	46	1,07	1,11	105,40
	3400	1210	8,7	0,135	8,7	2,52	6,8	38	47	1,08	1,12	116,16
	3600	1240	8,8	0,14	8,8	2,51	6,9	39	48	1,09	1,13	127,03
	3800	1270	8,9	0,145	8,9	2,5	7	40	49	1,10	1,14	137,90
Трудно взрываемые	2000	1000	9,00	0,1	9,00	2,69	7,1	31	40	1,01	1,05	34,25
	2200	1030	9,10	0,105	9,10	2,68	7,2	32	41	1,02	1,06	40,47
	2400	1060	9,20	0,11	9,20	2,67	7,3	33	42	1,03	1,07	47,17
	2600	1090	9,30	0,115	9,30	2,66	7,4	34	43	1,04	1,08	54,30
	2800	1120	9,40	0,12	9,40	2,65	7,5	35	44	1,05	1,09	61,82
	3000	1150	9,50	0,125	9,50	2,64	7,6	36	45	1,06	1,10	69,69
	3200	1180	9,60	0,13	9,60	2,63	7,7	37	46	1,07	1,11	77,86
	3400	1210	9,70	0,135	9,70	2,62	7,8	38	47	1,08	1,12	86,28
	3600	1240	9,80	0,14	9,80	2,61	7,9	39	48	1,09	1,13	94,87
	3800	1270	9,90	0,145	9,90	2,60	8	40	49	1,10	1,14	103,56
Весьма трудно взрываемые	2000	1000	10,00	0,1	10,00	2,79	8,1	31	40	1,01	1,05	25,13
	2200	1030	10,10	0,105	10,10	2,78	8,2	32	41	1,02	1,06	29,83
	2400	1060	10,20	0,11	10,20	2,77	8,3	33	42	1,03	1,07	34,91
	2600	1090	10,30	0,115	10,30	2,76	8,4	34	43	1,04	1,08	40,35
	2800	1120	10,40	0,12	10,40	2,75	8,5	35	44	1,05	1,09	46,14
	3000	1150	10,50	0,125	10,50	2,74	8,6	36	45	1,06	1,10	52,23
	3200	1180	10,60	0,13	10,60	2,73	8,7	37	46	1,07	1,11	58,61
	3400	1210	10,70	0,135	10,70	2,72	8,8	38	47	1,08	1,12	65,23
	3600	1240	10,80	0,14	10,80	2,71	8,9	39	48	1,09	1,13	72,05
	3800	1270	10,90	0,145	10,90	2,70	9	40	49	1,10	1,14	79,02

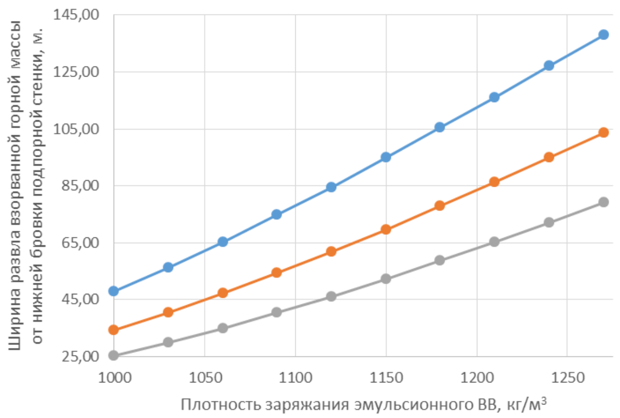


Рис.2. Изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от плотности заряжания заряда эмульсионного ВВ

На рис.2 приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от плотности заряжания заряда эмульсионного ВВ, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 25 до 145 *м*, плотность заряжания заряда эмульсионного ВВ во всех исследованных горных породах увеличивается [9-11].

Исследованиями установлено, что при плотности заряжания заряда эмульсионного ВВ равной 1150 *кг/м³*, ширина развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки увеличивается соответственно: для средне взрываемых 54 *м*, трудновзрываемых 73 *м* и весьма трудновзрываемых 97 *м*.

На рис.3 приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от высоты заряда эмульсионного ВВ, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах.

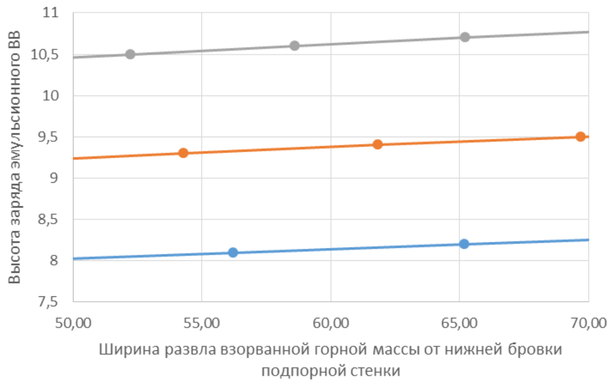


Рис. 3. Изменение ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от высоты заряда эмульсионного ВВ

Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 7,5 до 11 *м*, высота заряда эмульсионного ВВ увеличивается.

Исследованиями установлено, что при ширине развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки равной 66 *м*, высота заряда эмульсионного ВВ увеличивается соответственно: для средне взрываемых 8,2 *м*, трудновзрываемых 9,3 *м* и весьма трудновзрываемых 10,7 *м*.

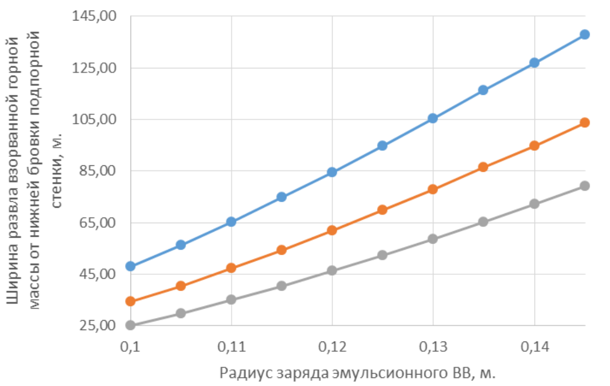


Рис. 4. Изменение ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от радиуса заряда эмульсионного ВВ

На рис.4 приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от радиуса заряда эмульсионного ВВ, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 25 до 145 *м*, радиус заряда эмульсионного ВВ увеличивается.

Исследованиями установлено, что при радиусе заряда эмульсионного ВВ равным 0,12 *м*, ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки увеличивается соответственно: для средне взрываемых 45 *м*, трудновзрываемых 63 *м* и весьма трудновзрываемых 85 *м*.

На рис.5 приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от крепости горных пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 49 до 69 *м*, крепость горных пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова увеличивается.

Исследованиями установлено, что при ширине развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки равной 59 *м*,

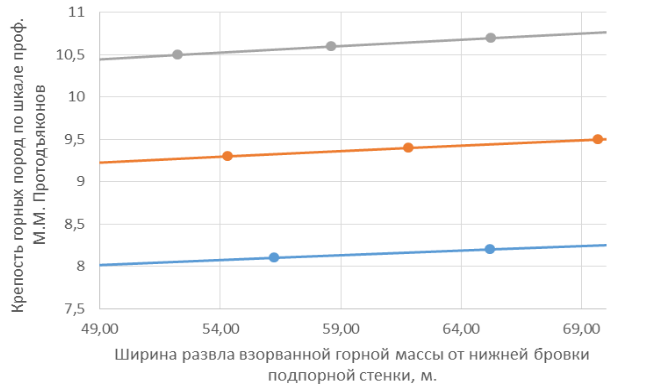


Рис. 5. Изменение ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от крепости горных пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова

крепость горных пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова увеличивается соответственно: для средне взрываемых 8,2 *м*, трудновзрываемых 9,4 *м* и весьма трудновзрываемых 11,6 *м*.

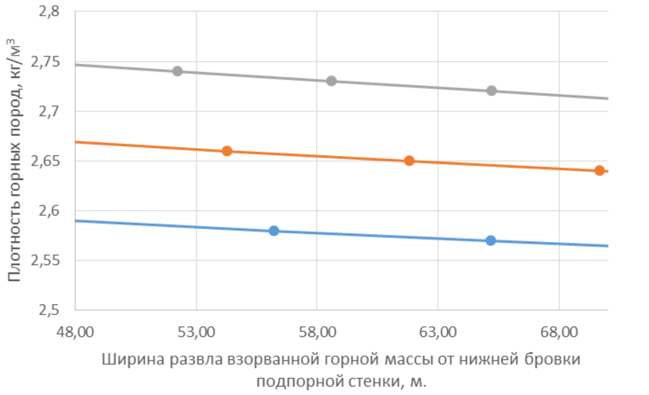


Рис. 6. Изменение ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от плотности горных пород

На рис.6 приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от плотности горных пород, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 48 до 70 *м*, плотность горных пород уменьшается [12].

Исследованиями установлено, что при ширине развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки равной 58 *м*, плотность горных пород уменьшается соответственно: для средне взрываемых 2,58 *м*, трудновзрываемых 2,65 *м* и весьма трудновзрываемых 2,74 *м*.

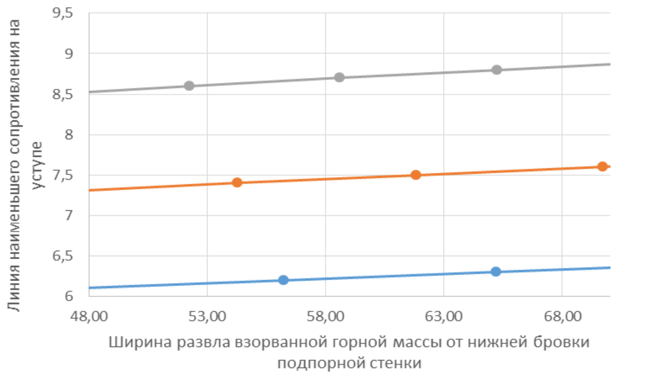


Рис.7. Изменение ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от линии наименьшего сопротивления на уступе

На рис.7. приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от линии наименьшего сопротивления на уступе, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 48 до 70 *м*, линия наименьшего сопротивления на уступе увеличивается.

Исследованиями установлено, что при ширине развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки равной 58 *м*, линия наименьшего сопротивления на уступе увеличивается соответственно: для средне взрываемых 6,3 *м*, трудновзрываемых 7,5 *м* и весьма трудновзрываемых 8,7 *м*.

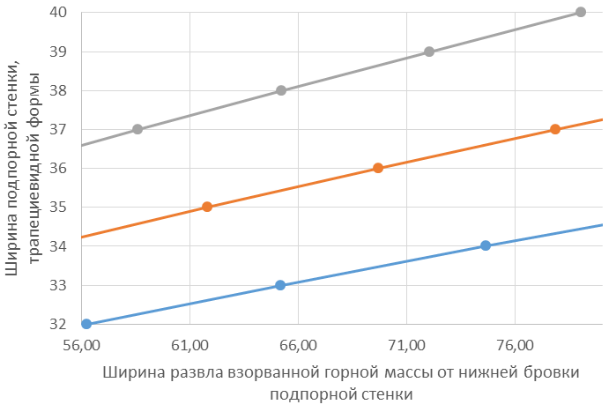


Рис.8. Изменение ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от ширины подпорной стенки, трапециевидной формы

На рис.8. приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от ширины подпорной стенки, трапециевидной формы, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 56 до 80 м, ширина подпорной стенки, трапециевидной формы увеличивается.

Исследованиями установлено, что при ширине развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки равной 66 *м*, ширина подпорной стенки, трапециевидной формы увеличивается соответственно: для средне взрываемых 33,2 *м*, трудновзрываемых 35,5 *м* и весьма трудновзрываемых 38,1 *м*.

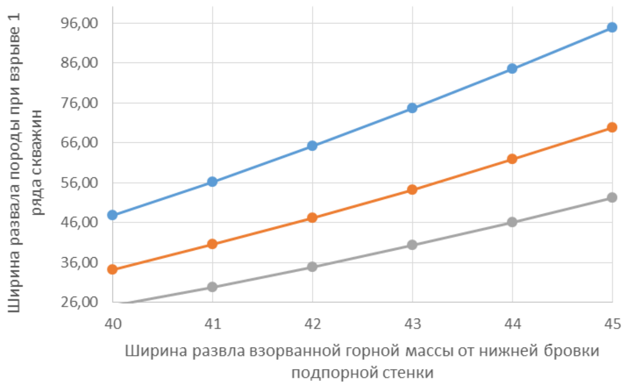


Рис.9. Изменение ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от ширины развала породы при взрыве 1 ряда скважин

На рис.9. приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от ширины развала взорванной горной массы, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 40 до 45 *м*, ширина развала взорванной горной массы увеличивается.

Исследованиями установлено, что при ширине развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки равной 42 *м*, ширина развала породы при взрыве 1 ряда скважин увеличивается соответственно: для средне взрываемых 35,9 *м*, трудновзрываемых 46,2 *м* и весьма трудновзрываемых 66 *м*.

На рис.10. приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от коэффициента, учитывающего влияние сил сопротивления на смещение, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 25 до 125 *м*, коэффициент учитывающий влияние сил сопротивления на смещение увеличивается.

Исследованиями установлено, что при коэффициенте учитывающего влияние сил сопротивления на смещение равным 1,05, ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки увеличивается соответственно: для средне взрываемых 45,2 *м*, трудновзрываемых 54 *м* и весьма трудновзрываемых 85 *м*.

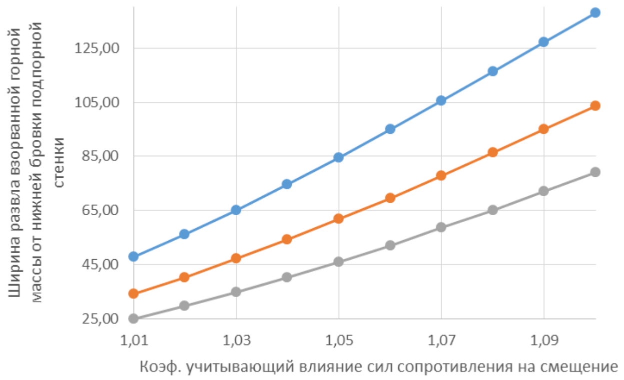


Рис.10. Изменение ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от коэффициента учитывающего влияние сил сопротивления на смещение

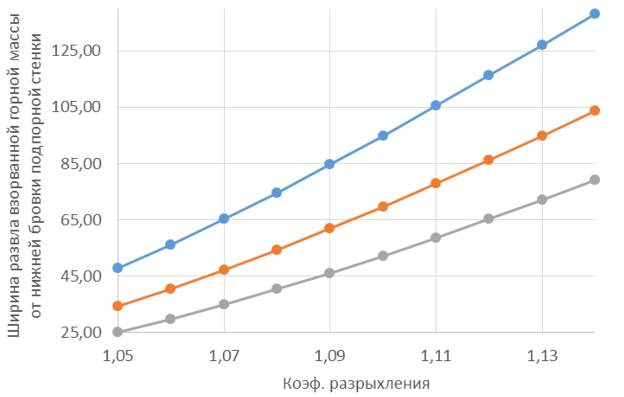


Рис.11. Изменение ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от коэффициента разрыхления горных пород

На рис.12. приведена зависимость изменения ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от коэффициента разрыхления горных пород, в весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых породах. Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки от 25 до 125 *м*, коэффициент учитывающий влияние сил сопротивления на смещение увеличивается.

Исследованиями установлено, что при коэффициенте разрыхления горных пород равным 1,09, ширины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки увеличивается соответственно: для средне взрываемых 45,2 *м*, трудновзрываемых 54 *м* и весьма трудновзрываемых 85 *м*.

Для расчета ширины развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов ВВ, с использованием трапециевидной формы зажатой среды получена формула в которую входят основные параметры, определяющие теплоту взрыва эмульсионного ВВ, плотность заряжания эмульсионного ВВ, радиус скважинного заряда, высоту эмульсионного заряда ВВ, коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова; плотность породы, ускорение силу тяжести, линия наименьшего сопротивления для весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых пород.

$$L_p = \frac{k \cdot Q_{вв} \cdot \rho_{вв} \cdot \pi \cdot r_{зар}{}^2 \cdot l_{зар}}{f \cdot \rho \cdot g \cdot W_{ЛНС}{}^3} \tag{2}$$

где, -коэффициент учитывающий взрываемость горных пород, k=2,4-2,6 для средне взрываемых горных пород; k=2,6-2,8 для трудно взрываемых горных пород; k=2,8-3,0 для весьма трудно взрываемых горных пород; $Q_{ВВ}$ - теплота взрыва эмульсионного ВВ, *кДж/кг*; $\rho_{ВВ}$ - плотность заряжания эмульсионного ВВ, *кг/м³*; $r_{зар}$ -радиус скважинного заряда, *м*; $l_{зар}$ - высота эмульсионного заряда ВВ, *м*; f - коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова; ρ- плотность породы, *кг/м³*; g - ускорение силы тяжести, м/с²; $W_{лнс}$- линия наименьшего сопротивления, *м*;

Для расчета максимальной высоты развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов ВВ, с использованием трапециевидной формы зажатой среды получена формула, в которую входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики эмульсионного ВВ, параметры буровзрывных работ и физико -механические свойства взрываемых горных пород. Установлены зависимости изменения максимальной высоты развала взорванных горных пород, ширины развала при взрыве первого ряда скважин, ширины подпорной стенки, высоты уступа, высоты эмульсионного заряда, плотности заряжания и теплоты взрыва эмульсионного ВВ, для весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых пород.

$$B_{n.c} = 0{,}61 W_{ЛНС}(1 + k_c)\left(\sqrt{\frac{Q_{зар}}{\alpha}}\right) \tag{3}$$

где, k_c - коэффициент, учитывающий акустическую жесткость взрываемых пород и неубранной горной массы (в условиях месторождений Кызылкумского региона изменяется в пределах k_c = 0,2-0,3); $Q_{зар}$ - масса заряда эмульсионного ВВ, *кг*; α- расстояние между зарядами, *м*.

Приведенные исследования позволили установить параболические зависимости изменения ширины трапециевидной формы подпорной стенки от линии наименьшего сопротивления, плотности взрываемых горных пород, высоты эмульсионного заряда и крепости горных пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова. В результате обработки данных получены формулы расчета величины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки.

Величина развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки определяется по формуле:

$$L_{p.n.c} = \left(1 - \frac{L_{n.c} \cdot b_{c.n.c}}{k_{p.c} \cdot W_{ЛНС} + L_{раз}}\right) \cdot \left(\frac{Q_{вв} \cdot \rho_{вв} \cdot V_{вв}}{f \cdot \rho \cdot g \cdot W_{ЛНС}{}^3}\right) \cdot k \tag{4}$$

где: $L_{п.с}$-принятая ширина подпорной стенки, *м*; $k_{р.с}$ - коэффициент разрыхления пород подпорной стенки, ($k_{р.с}$= =1,05 - 1,1); $W_{лнс}$ -линия наименьшего сопротивления, м; $L_{раз}$ - ширина развала, м ($L_{раз}$ = 40 *м*); $b_{с.п.с}$ - величина учитывающая влияние сил сопротивления подпорной стенки смещению породы, $b_{с.п.с}$=1); $Q_{ВВ}$ - теплота взрыва эмульсионного ВВ, *кДж/кг*; $\rho_{ВВ}$ - плотность заряжания эмульсионного ВВ, *кг/м³*; $V_{ВВ}$- объем эмульсионного ВВ, *м³*; ρ - плотность породы, *кг/м³*; g - ускорение силы тяжести, *м/с²*; f - коэффициент крепости пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова; -коэффициент учитывающий взрываемость горных пород: для средне взрываемых горных пород k=2,8-3; для трудновзрываемых горных пород k=2,6-2,8; для весьма трудновзрываемых горных пород k=2,4-2,6;

Для расчета максимальной высоты развала взорванных горных пород при взрыве скважинных зарядов ВВ, с использованием трапециевидной формы зажатой среды получена формула, в которую входят основные параметры, определяющие энергетические характеристики эмульсионного ВВ, параметры буровзрывных работ и физико-механические свойства взрываемых горных пород. Установлены зависимости изменения максимальной высоты развала взорванных горных пород, ширины развала при взрыве первого ряда скважин, ширины подпорной стенки, высоты уступа, высоты эмульсионного заряда, плотности заряжания и теплоты взрыва эмульсионного ВВ, для весьма трудно взрываемых, трудно взрываемых и средне взрываемых пород.

Исследования позволили установить параболические зависимости изменения величины развала взорванной горной массы от нижней бровки подпорной стенки в зависимости от принятой ширины подпорной стенки, коэффициента разрыхления горных пород подпорной стенки, линии наименьшего сопротивления, ширины развала, величины учитывающей влияние сил сопротивления подпорной стенки смещению породы, теплоты взрыва эмульсионного ВВ, плотности заряжания эмульсионного ВВ, объемав эмульсионного ВВ, плотность породы, ускорение силы тяжести, коэффициента крепости пород по шкале проф. М.М. Протодъяконова; коэффициента учитывающий взрываемость горных пород.

Библиографический список:

1.Друкованый М.Ф., Кукиб Б.Н., Куц В.С. Буровзрывные работы на карьерах. –М.:Недра, 1990. 337 с.
2.Мосинец В.Н. Дробящие и сейсмическое действие взрыва. –М.: Недра, 1978. 271 с.
3.Кутузов Б.Н., Скоробогатов В.М., Мосинец В.Н. и др. Справочник взрывника. –М.: Недра 1988. -511 с.
4.Бибик И.П., Рубцов С.К.Сытенков Д.В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. – Ташкент: Фан, 2008. 424 с.
5.Ракишев Б. Р. Прогназирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Атма-Ата: Наука, 1983. 240 с.
6.Справочник по буровзрывным работам / под редакцией М.Ф. Друкованного –М.:Недра, 1976. -631 с.Адушкин В.В., Суходин А.Н. о разрушении твердой среды взрывом. ПТМФ. 1961. №4. С. 94-102.
7.Комир В.М. и др. Моделирование разрушающего действия в горных породах. М.: Недра 1973. -215 с.
8.Мельников Н.В., Марченко Л.Н. Энергия взрыва и конструкция заряда. М.: Недра, 1964. -138 с.
9.Марченко Л.Н. Увеличение эффективности взрыва при добывании полезных ископаемых. М.: Наука Недра, 1965. -286 с.
10.Демидюк Г.П. Удельные затраты энергии взрыва и эффективность её использования на дроблении горных пород. – В кн. Основные напрваления развития техники и технологии обогащения полезных ископаемых. –Л.: Механоубр, 1983. С. 105-110.
11.Дубнов Л.В., Колесненченко И.Т. Об энергетическом критерии эффективности взрывчатых веществ и некоторых его следствиях. // Горный журнал. М., 1986. -№5. С. 57-61.
12.Ракишев Б.Р. Автоматизированное проектирование и производство массовых взрывов на карьерах. Алма-Ата: Ғылым. 2016. 340 с.
13.Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш. Управление развалом горных пород с учетом энергии заряда эмульсионных взрывных веществ // Горный вестник Узбекистана. –Навои, 2015. –№4. –С. 23-29.
14.Казаков Н.Н., Викторов С.Д. Определение параметров развала отбитой взрывом горной массы на карьерах // Технологические проблемы разрушения в процессе горного производства. –М., 2004. С. 137-140.

УДК 622.09.70

ИЗУЧЕНИЕ ФИЗИКО-КОЛЛОИДНЫХ СВОЙСТВ ПОЛИМЕРОВ, ПРИМЕНЯЕМЫХ В БУРОВЫХ РАСТВОРАХ

Maqolada kimyo sanoati va mahalliy xom-ashyo chiqindilari asosida sintezlangan yangi sopolimerlarning fizik-kimyoviy xususiyatlarini o'rganish natijalari keltirilgan. Sopolimerning suvli eritmasida konsentratsiyani oshishi bilan nisbiy qovushqoqlik ortib boradi, kuchli suyultirilgan eritmalarda qovushqoqlik anomaliyasi kuzatiladi, lignin va lignosulfonatga nisbatan sopolimer uchun yaqqol namoyon bo'ladi.

Tayanch iboralar: *polimer, qum, glina, suvda eruvchan polimer, filtratsiya, suv ajralishi, cho'kindi jinslar, tiksotropiya, qovushqoqlik, zichlik.*

В статье приведены результаты исследования физико-химических свойств новых сополимеров, синтезированных на основе отходов химической промышленности и местных сырьевых ресурсов. У водных растворов сополимера относительная вязкость сильно растет с увеличением концентрации, аномалия вязкости наблюдается уже в области сильноразбавленных растворов, причем для сополимера она выражена сильнее, чем для лигнина и лигносульфоната.

Ключевые слова*: полимер, песок, глина, водорастворимый полимер, фильтрация, водоотдача, осадок, тиксотропность, вязкость, плотность.*

Гаибназаров С.Б.,
зам. декана факультета «Горное дело и металлургия» ТашГТУ им. Ислама Каримова
к.т.н., доцент

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

Поиск и разведка месторождений нефти и газа в Республике Узбекистан на новых площадях и рост глубин бурения предопределили объективную необходимость в совершенствовании составов буровых растворов. При этом используемая буровая промывочная жидкость должна обладать определенными реологическими, физико-химическими и технологическими свойствами в зависимости от геологического строения разреза скважины и минерализации вскрываемых ею пластовых вод, стойкими к воздействиям агрессивных флюидов [1-3]. На прикладные свойства буровых растворов значительное влияние оказывает природа применяемых полимеров.

В приведенном выше аспекте представляло интерес изучение физико-химических свойств разработанных нами на основе отходов водорастворимых полимеров, которые, как нам кажется, могут найти широкое применение в перспективе в приготовлении буровых растворов, в особенности устойчивых к воздействию агрессивных флюидов.

В качестве объекта исследований были применены сополимеры отходов процессов делинтации семян хлопчатника с ГИПАН, а также некоторые отходы химических предприятий нашей республики, такие как - лигнин, лигносульфонат и др. Продукт реакции сополимеризации отхода процессов делинтации семян хлопчатника с ГИПАН представляет собой очень вязкие неокрашенные либо окрашенные в янтарный цвет жидкости, со специфическим запахом, их физико-химические характеристики полностью идентифицированы.

Наиболее распространенным методом является определение вязкости растворов полимеров. При изучении вязкости сильно разбавленных растворов было обнаружено, что многие полимеры, начиная с некоторой «критической концентрации» показывают отклонение приведенной вязкости от линейной зависимости. Обычно в этих случаях на кривых появляются экстремумы, причины, возникновения которых заключается в электростатистическом отталкивании одноименно заряженных фрагментов макромолекулы. В разбавленных растворах сополимер ионизирован почти полностью, но из-за сравнительно небольшого количества свободных карбоксильных групп в его составе эффект ионизации не слишком выражен. Изучение зависимости вязкости и pH от концентрации растворов сополимеров и природных полимеров показало, что с ростом концентрации сополимера в растворе значение pH изменяется незначительно (табл.1). Несколько сильнее концентрация отражается на значениях *pH* лигнина и лигносульфоната, что по-видимому, связано с различной методикой их получения. Характер изменения зависимости вязкости от концентрации в растворах оказался одинаковым. Однако резкое структурирование в растворе сополимера с акрилонитрильными фрагментами происходит в области больших концентрации, что вызвано, по-видимому, различиями в функциональном составе и величинах молекулярных масс полимеров.

Таблица 1

Изменение удельной вязкости и pH растворов полимеров в зависимости от концентрации

№	Концентрация растворов полимеров, %	Сополимер		Лигнин		Лигносульфонат	
		pH	уд. η	pH	уд. η	*pH*	уд. η
1	0,005	6,0	0,10	7,1	-	-	-
2	0,010	6,0	0,12	7,1	-	-	-
3	0,05	6,1	0,14	7,1	-	-	-
4	0,10	6,1	0,16	7,2	0,1	0,11	0,08
5	0,5	6,2	0,20	7,2	0,11	0,12	0,09
6	1,0	6,4	0,22	7,4	0,12	0,12	0,1

Электронно-микроскопическими исследованиями установлено, что для растворов свежеприготовленного сополимера характерен свернутый тип структуры в виде бесформенных агрегатов, изменяющихся в зависимости от концентрации сополимера, система в этом случае является гомогенной. Со временем (в течение 5 час) в системе происходит ориентация, особенно в концентрированных растворах. При дальнейшем хранении раствора (после 24 часа), возникает второй тип структуры - фибриллярные надмолекулярные образования, благодаря чему гомогенная система становится микрогетерогенной. По-видимому, глобулярный тип структуры обуславливается незначительной степенью электролитической диссоциации функциональных групп и низкой их гидратацией. Старение сополимеров и их растворов связано с омылением амидных групп, что может быть подтверждено увеличением *pH* водных растворов с уменьшением концентрации. Благодаря омылению амидной группы в цепи макромолекулы сополимера возникают новые функциональные группы, степень диссоциации которых во много раз больше, чем амидных групп. Из-за электростатистического отталкивания одноименно заряженных групп COO - макромолекулы выпрямляются. При этом создаются благоприятные условия для возникновения связей между макромолекулами, что усиливает их взаимную ориентацию и приводит к формированию фибрилл. При этом было установлено, что нагревание оказывает на процесс структурирования в растворах сополимеров такое же влияние, как и хранение. Так, при получасовом нагревании при 60°*C* 10%-ного свежеприготовленного раствора сополимера наблюдается такое же ускорение фибриллобразования, как при хранений раствора.

Исследование изменение вязкости и *pH* растворов сополимеров в зависимости от концентрации показало, что они обладают слабощелочной реакцией, возрастающей с повышением содержания сополимера в растворе. У водных растворов сополимера относительная вязкость сильно растет с увеличением концентрации, аномалия вязкости наблюдается уже в области сильно разбавленных растворов, причем для сополимера она выражена сильнее, чем для лигнина и лигносульфоната. Аномалия вязкости сополимера, даже сильно разбавленных растворов обусловлена наличием в них надмолекулярных структур. Электронно-микроскопические исследование лигнина и лигносульфоната показало, что они являются микрогетерогенными и состоят из разнообразных агрегатов макромолекул - глобул и фибрилл. Они соединены в агрегаты различных форм, изменяющихся в зависимости от концентрации раствора природных полимеров. В концентрированных растворах наблюдаются сгустки различной плотности, с переходом от высокой концентрации к низкой создаются благоприятные условия для клееобразования. Дальнейшее разбавление приводит к деструкции клея.

При хранении растворов сополимеров происходит упорядочение фибриллярных структурных элементов. Для продуктов 24-часового гидролиза на электронной микрофотографии раствора, видны волокна, состоящие из фибрилл. Появление таких волокнистых структур (выпрямление пучков макромолекул), по-видимому, обусловлено дальнейшим гидролизом амидных групп в щелочной среде, о чем говорилось выше.

В ходе исследования было установлено, что взаимодействие разработанного нами водорастворимого сополимера с дисперсными частицами зависит от многих факторов: концентрации сополимера и минеральной суспензии, присутствия электролитов, температуры, засоленности и др. Среди минеральных суспензии систематически и подробно изучены почвенные и глинистые суспензий, завезенные из Навбахорского, Риштанского, Чустского месторождений. Так, влияние разработанного нами сополимера по аналогии с полиакриламидом (ПАА) показал, что полимерные препараты вступают во взаимодействие с почвенными частицами, вследствие чего в суспензии возникает структура. pH почвенной суспензии в присутствии этих полимеров не изменяется, что по-видимому, связано с буферным влиянием почвы на изменение концентрации водородных ионов в смеси. Относительная величина объема осадка почвенной суспензии под влиянием синтезированных нами сополимеров изменяется одинаково. Однако, в случае промышленного полимера ПАА почвенной суспензии больше. Увеличение объема осадка с ростом содержания рассматриваемых полимеров изменяется не симбатно со скоростью фильтрации. Последняя проходит через минимум при концентрации полимера, равной 0,05%. Это может быть связано с тем, что при малых концентрациях сополимера не все частицы агрегируются, оставшиеся частицы закупоривают поры и тем самым уменьшается скорость прохождения жидкости через слой осадка. Когда все частицы связаны, отструктурирование приводит к повышению скорости фильтрации жидкой фазы. Что касается разработанного ВРП, то здесь с увеличением концентрации полимера и объем осадка и скорость фильтрации возрастают. По-видимому, этот сополимер лучше сорбируется почвенными частицами. Это обусловлено тем, что под влиянием полиэлектролита, во-первых, может происходить пептизация почвенных частиц, и, следовательно, закупорка пор более мелкими частицами, во-вторых, экранизация поверхности частиц полимером. Вследствие этого создаются благоприятные условия для скольжения частиц друг относительно друга и возникновение плотной упаковки, тормозящей прохождение жидкой фазы через слой осадка. Однако если бы происходила пептизация, объем осадка должен был бы непрерывно уменьшаться, дисперсионная среда была бы мутной, а этого не наблюдается. Отмеченное в опытах уменьшение удельной вязкости фильтрата почвы по сравнению с исходными растворами лигнина и лигносульфоната подтверждает правильность второго предположения - происходит обволакивание поверхности почвенных частиц полимеров. Гранулометрический состав почвы влияет на процесс склеивания микроагрегатов. На фоне хлористого кальция частицы почвы разных размеров образуют наиболее рыхлые осадки в присутствии сополимера.

Методом седиментационного анализа изучалось влияние синтезированного нами сополимера на дисперсность различных минеральных суспензий. Опыты проводили с 0,2%-ными суспензиями, которым через 24 часа после приготовления добавляли растворы сополимера в соответствующих дозировках. Влияние изучали в кинетике через 5, 10, 15 и т.д. минут. Выявлено, что под влиянием сополимера изменяются степень дисперсности и другие величины, связанные с размерами частиц суспензии. Равновесие устанавливается уже после 5 минутного контакта суспензии с полимером. Независимо от вида минеральной системы радиус наивероятнейших частиц увеличивается, что свидетельствует об агрегировании частиц дисперсной фазы под влиянием полимерной добавки. Агрегирование дисперсной фазы происходит в пределах оптимальной дозировки полимера. Дальнейшее повышение концентрации сополимера способствует увеличению дисперсности и, соответственно, уменьшению величины наивероятнейшего радиуса частиц, что может являться следствием распада сформировавшихся агрегатов под влиянием полиэлектролита и стабилизации частиц суспензии.

Таким образом, структурирование в минеральных суспензиях под влиянием сополимера находится в сложной зависимости от концентрации сополимера. Результаты исследований физико-химических свойств новых сополимеров, а также их влияние на формирование устойчивых к воздействию агрессивных флюидов агрегатов показали, что разработанные нами сополимеры в значительной мере создают благоприятные условия для обеспечения устойчивости стенок скважины. Выявлены основные прикладные, физико-химические и реологические свойства буровых растворов. Практическое применение разработки может, решит многие экономические и технологические проблемы отрасли.

Библиографический список:

1. Гаибназаров С.Б., Алиев Б.А. Разработка высокоэффективных стабилизаторов на основе местного сырья.-Т.: ТГТУ. 2018 г. 116 с.

2. Гаибназаров С.Б. Физико-химические и макромолекулярные характеристики новых стабилизаторов буровых растворов // Химия и химическая технология. 2017. №1 (55). С. 48-52.

3. Гаибназаров С.Б. Исследование влияния полимерных реагентов на тиксотропность буровых растворов // Химическая промышленность. 2016. т. 93. №5. С. 258-261.

УДК 622.09.70

ПОВЫШЕНИЕ КАЧЕСТВА КАТОДНЫХ ОСАДКОВ ПОСТУПАЮЩИХ НА ГМЗ-2 ГП «НАВОИЙСКИЙ ГМК»




Адизов Л.А., директор ГМЗ-2 ЦРУ ГП НГМК

Кодиров Ш.Р., главный технолог ГМЗ-1 ГП НГМК

Тажибаев Д.Ю., зав. лабораторией Института ядерной физики АН РУз

Эргашев Н.У., начальник ЦЗЛ ГМЗ-2 ЦРУ ГП НГМК

Ushbu maqolada tadqiqodlar obyekti sifatida, graviokonsentratlarning jadal ishqorlashtirishdan so'ng tarkibida oltinga boy bo'lgan eritmalarni elektrolitik cho'ktirish orqali olinuvchi 4-GMZning katodli cho'kmalari olingan.

Amalga oshirilgan ilmiy tadqiqodlar natijasida, 2-GMZ sharoitida katodli cho'kmalar sifatini yaxshilash uchun, azotkislotali qayta ishlashning optimal usuli tanlangan. Ushbu usul, tayyor mahsulot sexida ishlab chiqarish masshtabida joriy etilgan va talab etilgan sifatdan past bo'lgan katodli cho'kmalari ishlatilganda qo'llaniladi.

Kalit so'zlar: *oltin elektrolizi, kumush xloridi, katodli cho'kma, kapital sarmoyalar, affinaj zavodlari, sulfat kislotalar, xlorid kislotasi, nitrat kislotasi.*

В данной статье объектом для исследований явились катодные осадки ГМЗ-4, получаемые электролитическим осаждением богатых золотосодержащих растворов после интенсивного выщелачивания гравиоконцентратов.

В результате проведенных исследований, для улучшения качества катодных осадков в условиях ГМЗ-2, выбран оптимальным метод азотнокислой обработки. Данный способ внедрен в промышленном масштабе в цехе готовой продукции и используется при поступлении катодных осадков ниже требуемого качества.

Ключевые слова: *электролиз золота, хлорид серебра, катодный осадок, капитальные вложения, аффинажные заводы, серная кислоты, соляная кислота, азотная кислота.*

Единственным заводом в ГП «Навоийский ГМК» (НГМК), где осуществляется полный цикл производства золота банковского качества, начиная от приема золотосодержащей руды, до выпуска аффинированного золота является ГМЗ-2. На этот завод со всех остальных заводов-производителей золота НГМК, для дальнейшей переработки поступают полуфабрикаты, в виде насыщенной ионообменной смолы и катодных осадков (КО), к которым в свою очередь предъявляются жесткие требования по содержанию примесей. Наличие примесей выше установленных норм наряду со снижением качества поступающих полуфабрикатов влечет за собой дополнительные затраты на их переработку. В связи с этим снижение примесей в поступающих на переработку на ГМЗ-2 полуфабрикатов из других заводов НГМК является актуальной задачей.

Объектом для исследований явились КО ГМЗ-4, получаемые электролитическим осаждением богатых золотосодержащих растворов после интенсивного выщелачивания гравиоконцентратов. Химический состав пробы КО ГМЗ-4, использованной для исследований, представлен в табл. 1.

Таблица 1

Химический состав пробы КО ГМЗ-4

№ п/п	Массовая доля элементов, %						
	Au	Ag	Fe	Cu	Pd	Pb	Ni
1	60,3	24,0	0,04	<0,02	<0,02	5,0	<0,02

По существующей схеме ГМЗ-2 переработка катодных осадков осуществляется их плавкой с получением анодного золота, а дальнейшее электролитическое рафинирование позволяет получить катодное золото высокой чистоты.

Катодные осадки ГМЗ-4 характерны высоким содержанием серебра и свинца в них. При электролитическом рафинировании, будучи значительно электроотрицательнее золота, серебро легко окисляется на аноде, образуя корочку хлорида серебра, практически нерастворимого в электролите. Эта корочка, если серебра в аноде не более 3-4%, отпадает в шлам, если же серебра много, то она будет препятствовать дальнейшему растворению анодного металла [1].

Содержание серебра более 12% практически полностью «расстраивает» электролиз золота, снижает выход катодного золота по току и увеличивает пористость катодного золота.

Еще более электроотрицателен свинец, поэтому растворяясь на аноде в первую очередь, он остается в электролите в концентрациях, определяемых растворимостью $PbCl_2$.

При насыщении электролита хлоридом свинца на аноде может образовываться пленка твердой соли $PbCl_2$, которая будет отлагаться совместно с хлоридом серебра, вызывая пассивность анода. Если содержание серебра и свинца в сумме не превышает 13%, аноды не пассивируются. [2]

Для того чтобы эффективно вести процесс электролитического рафинирования золота, необходимо уменьшить содержание этих примесей в катодном осадке, а особенно, содержание свинца. В этой статье изучен вопрос обработки катодных осадков до процесса электролитического рафинирования.

Одним из способов повышения качества продуктов, содержащих золото и серебро, является кислотное выщелачивание примесей из них на разных этапах технологического цикла переработки. Основными достоинствами данных методов являются относительная дешевизна и доступность реагентов, отсутствие капитальных вложений и сложных аппаратов, а также высокая их эффективность.

Удаление примесей из золотосодержащих материалов кислотным выщелачиванием основано на таком свойстве драгоценных металлов как химическая инертность. Как известно [3], золото не окисляется на воздухе, устойчиво при воздействии на него влаги, не реагирует с кислотами, щелочами и солями.

Серная, соляная и азотная кислоты, являющиеся сильными реагентами, легко растворяют различные металлы-примеси. Однако в литературе имеется крайне мало информации о кислотных способах выщелачивания золотосодержащих материалов. В основном данные методы применялись на аффинажных заводах и не имели промышленного применения в связи с их громоздкостью и сложностью. Использование кислотного выщелачивания примесей из катодного осадка является одним из перспективных направлений повышения качества золотосодержащих слитков.

Многие исследователи занимаются поиском решений по удалению примесей из КО, а также разработкой технологии по предотвращению попадания примесей в готовую продукции. Основной способ переработки КО перед аффинажом – пирометаллургический. Плавку КО чаще всего ведут в нейтральной или окислительной среде с шихтой следующего состава: сода – 50-60%, бура – 50%, кварц – 20%, известь – 10-20% к массе катодного осадка. Но плавка не позволяет полностью извлекать драгоценные металлы в черновой сплав, и сопряжена со значительными потерями Au и Ag со шлаками; также может образоваться штейновая фаза, коллектирующая значительное количество серебра. При этом исследования состава слитков сплава золота лигатурного в различных точках показали, что разница в содержании золота в различных частях слитка может быть весьма существенной.

Согласно [4 и 5] одним из методов удаления примесей из катодных осадков является кислотная обработка концентрированной соляной кислотой. В основу этого метода положена способность хлоридов металлов растворяться в насыщенных водных растворах некоторых металлов. Наиболее употребительными растворителями являются водные растворы хлоридов щелочных и щелочноземельных металлов. Практическое применение из них получили хлориды натрия, кальция и магния. Их достоинством является селективное растворение свинца, серебра и одновалентной меди. [6]

Поэтому, с целью определения эффективности солянокислой обработки катодных осадков ГМЗ-4, в условиях ГМЗ-2 были проведены лабораторные исследовательские работы. Из исследований [5] следует, что оптимальными параметрами солянокислого выщелачивания катодных осадков являются: C_{HCl} – 31,5%, отношение Ж:Т=3:1 и время выщелачивания – 2 ч. Поэтому наши исследования были направлены на изучение влияния отношения Ж:Т и времени солянокислой обработки на процесс выщелачивания.

В табл. 2 приведены результаты влияния Ж:Т на процесс выщелачивания примесей из КО, при условиях: время выщелачивания – 2 ч., C_{HCl} – 31,5%.

Таблица 2

Зависимость извлечения Ag и Pb в раствор от отношения Ж:Т

Отношение Ж:Т	Извлечение металлов в раствор, %	
	Ag	Pb
2	1,9	76,9
3	2,9	78,8
4	4,1	80,2
5	5,3	82,7
6	6,0	85,6

Из табл. 2 следует, что с увеличением отношения Ж:Т увеличивается степень перехода свинца и серебра в раствор, что весьма благоприятно для процесса выщелачивания металлов из КО. Но большое количество получаемых растворов нежелательно, из-за необходимости дополнительного оборудования.

Поэтому, исходя из условий эксплуатации оборудования ГМЗ-2, было принято оптимальным отношением Ж:Т = 3:1.

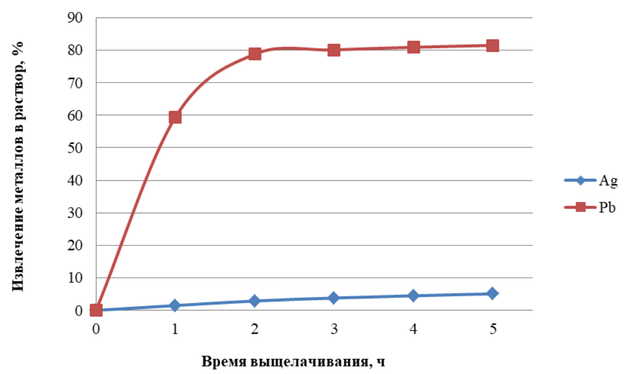


Рис.1. Зависимость извлечения Ag и Pb в раствор от времени выщелачивания катодного осадка

Таблица 3

Результаты анализов кека после выщелачивания катодного осадка

№ п/п	Массовая доля элементов, %						
	Au	Ag	Fe	Cu	Pd	Pb	Ni
1	67,0	25,9	0,07	<0,02	<0,02	1,2	<0,02

Далее были проведены исследования по влиянию времени на процесс выщелачивания, при условиях: Ж:Т – 3:1, C_{HCl} – 31,5%. Результаты исследований представлены на рис. 1.

Из рис. 1 можно сделать вывод, что основная часть свинца растворяется в течение 2 *ч*, далее процесс растворения свинца сильно замедляется.

Результаты анализов кека после выщелачивания катодного осадка при условии: C_{HCl} – 31,5%, отношение Ж:Т=3:1 и время выщелачивания – 2 *ч*, представлены в табл. 3.

Таким образом, проведенные исследования позволяют сделать вывод о возможном применении солянокислой обработки для снижения количества свинца и повышения качества КО ГМЗ-4. Но при этом в солянокислый раствор переходит до 6% серебра, что приводит к потерям серебра по существующей схеме ГМЗ-2 и требует дополнительных операций по ее извлечению. Также необходимо отметить, что остаточное содержание серебра в кеке выщелачивания остается высоким, (и приводит к трудностям элетрорафинирования золота), что требует дополнительных операций по отделению серебра из катодных осадков.

В связи с этим специалистами ГМЗ-2 изучен другой способ удаления примесей с помощью азотнокислой обработки катодных осадков. Как известно из литературы [1], наиболее полное и быстрое действие на растворение металлов-примесей катодных осадков оказывает азотная кислота, которая переводит в раствор соединения свинца и серебра по следующим реакциям:

$$Pb + 4HNO_3 = Pb(NO_3)_2 + 2NO_2 + 2H_2O \quad (1)$$
$$Ag + 2HNO_3 = AgNO_3 + NO_2 + H_2O \quad (2)$$

Для наших опытов использовались разбавленные и сильно концентрированные растворы азотной кислоты. Для подбора оптимальных параметров выщелачивания примесей КО были проведены исследования при использовании HNO_3 с концентрацией в диапазоне 300-800 *г/дм³* (как известно [7], разбавленные минеральные кислоты являются хорошими растворителями свинца), и Ж:Т = (3, 4, 5, 6) : 1. Для проведения экспериментов использовалась навеска КО массой 100 г, продолжительность опыта составляла 2 *ч*. Эксперименты проводились при интенсивном перемешивании, после выщелачивания кеки промывались водой до pH = 6-7, высушивались и взвешивались. В табл. 4 и на рис. 2, 3 представлены зависимости степени перехода свинца и серебра в раствор от отношения Ж:Т, концентрации азотной кислоты и времени выщелачивания.

По данным табл. 4 и рис. 2, 3 видно, что степень перехода свинца в раствор сильно зависит от концентрации азотной кислоты в растворе. Находящийся в КО свинец, взаимодействует с HNO_3 с образованием растворимого нитрата свинца $PbNO_3$ согласно реакции 1. Увеличение Ж:Т также способствует увеличению степени перехода в раствор, что весьма благоприятно для процесса его выщелачивания из КО, но с точки зрения организации технологического процесса значительное разбавление растворов увеличивает расход реагента и из-за больших объемов получаемых растворов требует использования дополнительного оборудования (контактного чана, вентиляционной установки, вакуум-фильтров и др.). Таким образом, в ходе экспериментов были установлены оптимальные параметры азотнокислого выщелачивания при-

Таблица 4

Зависимость извлечения Ag и Pb в раствор от отношения Ж:Т (при C_{HNO_3} = 500 *г/дм³*, время выщелачивания – 3 *ч*)

Отношение Ж:Т	Извлечение металлов в раствор, %	
	Ag	Pb
2	67,0	78,9
3	74,4	85,6
4	78,0	88,4
5	80,1	90,8

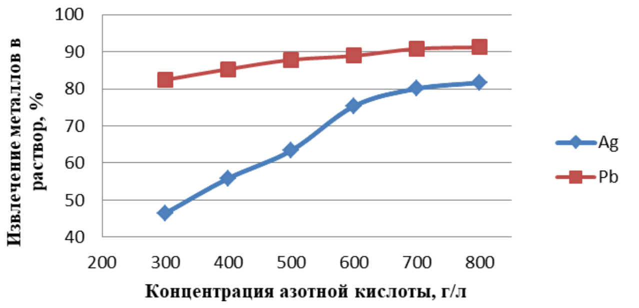


Рис.2. Зависимость извлечения Ag и Pb в раствор от концентрации азотной кислоты (при отношении Ж:Т = 3:1, время выщелачивания – 3 ч)

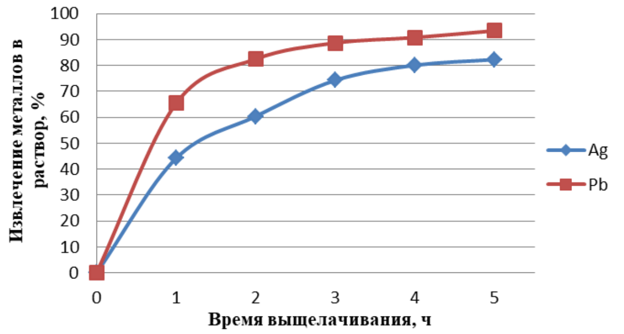


Рис. 3. Зависимость извлечения Ag и Pb в раствор от времени выщелачивания катодного осадка (при C_{HNO_3} = 600 г/дм³, отношении Ж:Т=3:1)

месей КО: концентрация HNO_3 = 600 *г/дм³*, время выщелачивания – 4 *ч* и Ж : Т = 3 : 1. При взаимодействии Ag из КО с азотной кислотой серебро переходит в раствор в виде растворимого $AgNO_3$. Степень перехода свинца и серебра в раствор составила 90,8% и 80,1% соответственно. Серебро, из полученных, в результате выщелачивания катодных осадков, растворов, можно осадить в виде хлорида или восстановить металлическим железом или цинком. При действующей технологии серебро из растворов осаждается в виде хлорида, в связи с этим данный метод предлагается применить также для растворов полученных после азотнокислой обработки КО.

В результате проведенных исследований, для улучшения качества катодных осадков в условиях ГМЗ-2, выбран оптимальным метод азотнокислой обработки. Данный способ внедрен в промышленном масштабе в цехе готовой продукции и используется при поступлении катодных осадков ниже требуемого качества.

Библиографический список:

1. Звягинцев О.Е. Аффинаж золота, серебра и металлов платиновой группы. Учебное пособие. – Москва, 1945. – 244 с.
2. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В., Борбат В.Ф. и др. Металлургия благородных металлов. Учебник для вузов. – М.: Металлургия, 1987, 432 с.
3. Меретуков М.А., Санакулов К.С., Зимин А.В. и др. Золото: химия для металлургов и обогатителей. – Москва: Издательский дом «Руда и металлы», 2014. 411 с.
4. Жмурова В.В. Технология повышения качества золотосодержащего сырья, отправляемого на аффинажные заводы // Золотодобыча. 2012. № 163. С. 25-28.
5. Жмурова В.В., Немчинова Н.В., Васильев А.А. Гидрохимическая очистка от меди и свинца золотосодержащих осадков // Цветные металлы. 2019. № 8. С. 67-82.
6. Романтеев Ю.П., Федоров А.Н., Быстров С.В., Комков А.А. Металлургия свинца. Учебное пособие. – Москва: Издательство «Учеба», 2005. 213 с.
7. Набойченко С.С., Смирнов В.И. Гидрометаллургия меди. – М.: Металлургия, 1974. 272 с.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 93-95

IMPROVING THE QUALITY OF CATHODIC PRECIPITATION COMING TO THE GMZ-2 OF THE STATE ENTERPRISE "NAVOI MMC"

[1]***Adizov L.A.,*** *director of GMZ-2 the Central mining administration*
[1]***Kodirov Sh.R.,*** *chief technologist of GMZ-1, shr.kodirov@ngmk.uz*
[2]***Tazhibaev D.Yu.,*** *head of the Laboratory of the Institute of Nuclear Physics of the Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan*
[1]***Ergashev N.U.,*** *head of central plant laboratory GMZ-2 the Central mining administration*

[1]*Navoi Mining Metallurgical Combine, Navoi, Uzbekistan*
[2]*Institute of Nuclear Physics of the Academy of Sciences of the Republic of Uzbekistan*

Abstract*:*
In this article, the object of research was the cathode precipitation of GMZ-4, obtained by electrolytic precipitation of rich gold-containing solutions after intensive leaching of gravioconcentrates. As a result of the conducted research, to improve the quality of cathode precipitation in the conditions of GMZ-2, the optimal method of nitric acid treatment was chosen. This method is implemented on an industrial scale in the shop of finished products and is used when cathode precipitation is below the required quality.

Keywords: *gold electrolysis, silver chloride, cathode deposit, capital investments, refining plants, sulfuric acid, hydrochloric acid, nitric acid.*

Reference

1.Zvyagintsev O. E. Refining of gold, silver and platinum group metals. Training manual. - Moscow, 1945. - 244 p.
2. Maslenitsky I. N., Chugaev L. V., Borbat V. F., etc. Metallurgy of precious metals. Textbook for universities. - M.: Metallurgy, 1987, 432 p.
3. Meretukov M. A., Sanakulov K. S., Zimin A.V. et al. Gold: chemistry for metallurgists and concentrators. - Moscow: Publishing House "Ore and metals", 2014. 411 p.
4. Zhmurova V. V. Technology for improving the quality of gold-containing raw materials sent to refining plants. 2012. No. 163. pp. 25-28.
5. Zhmurova V. V., Nemchinova N. V., Vasiliev A. A. Hydrochemical purification from copper and lead of gold-containing sediments. 2019. No. 8. pp. 67-82.
6. Romanteev Yu. P., Fedorov A. N., Bystrov S. V., Komkov A. A. Metallurgy of lead. Training manual. – Moscow: Publishing House "Education", 2005. 213 p.
7. Naboichenko S. S., Smirnov V. I. Hydrometallurgy of copper. - M.: Metallurgy, 1974. 272 p.

УДК 519.711

УПРАВЛЕНИЕ И ЭФФЕКТИВНОСТЬ ПРОИЗВОДСТВЕННЫМ ПОДРАЗДЕЛЕНИЕМ С ЕДИНИЧНЫМ ТИПОМ ПРОИЗВОДСТВА

Maqolada ishlab chiqarish tizimlarini boshqarish muammolari, ishlab chiqarish tuzulmasini o'zaro bog'liq holda tashkil etish, samaradorlikga erishgan holda ishlab chiqarishni tezkor boshqarish, ishlab chiqarish tuzulmasini tuzush va tezkor boshqarish vazifasini shakllantirish, ishlab chiqarish samaradorligini oshirish muammolarini yechish bundan tashqari, rejalashtirish masalalarini yechish uslublari haqida qisqacha tasnif kabi tushunchalar ishlab chiqarishni boshqarish masalalarining asosiy vazifalari sifatida qisqacha tushunchalar berilgan. Xususan, bo'limdagi ishlab chiqarish dastgohlarida ishchilarning to'g'ri joylashishi ishlab chiqarish jarayonidagi «nozik» muammolarni bartaraf qilish imkoniyatini beriboq, bo'limning oylik ishlab chiqarish rejasi bajarilishiga ta'sir qiladi.

Tayanch iboralar: *ishlab chiqarish bo'liminig tuzulishi, ishlab chiqarish jarayonini nazorat qilish, tartibga solish, maxsus ish joylari, texnologik ishlov berish, oylik ishlab chiqarish rejasi, operatsion tuzilma, tezkor boshqaruvning yuqori darajasi.*

В статье рассматривается проблема управления производственными системами, взаимосвязь управления организацией производства, оперативного управления с эффективностью промышленного производства, формулируются постановки задач управления организацией производства и оперативного управления, решающие задачу повышения эффективности производства, а также даётся краткий обзор существующих методов решения задачи планирования, как ключевой задачей управления производственным подразделением. В частности, правильная расстановка рабочих за оборудованием производственных участков цеха позволяет ликвидировать «узкие» места в производственном процессе, что в конечном итоге сказывается на выполнении месячной производственной программы цеха.

Ключевые слова: *производственная структура цеха, планирование, регулирование производственным процессом, специализированные рабочие места, технологическая обработка, месячная производственная программа, операционная структура, верхний уровень оперативного управления.*

Каландаров И.И.,
заместитель директора по научным работам и инновациям Нукусского филиала НГГИ
Ph.D., доцент

Характерной чертой совершенствования управления производством является то, что эта деятельность охватывает все народное хозяйство и имеет планомерный, директивный и непрерывный характер. Под функцией управления обычно понимается специализированная часть регулярной организационной деятельности информационно-управленческого характера, отличающая однородностью целей, действий или объектов приложения этих действий.

Для упрощения понимания задачи проблему управления можно свести к решению трёх взаимосвязанных задач:

- быстрый сбор и аналитическая обработка информации;
- расчёт сравнительных вариантов развития предприятия, планирование производства или отдельного вида продукции и на этой основе оптимального решения;
- реализация принятых решений.

Как видно, эти задачи соответствуют классической форме управления: план, выявление отклонения и выработка регулирующего воздействия.

В организации процесса управления всегда могут быть выделены работы по организации, планированию, учету и регулированию производственного процесса.

Одним из главных этапов управления является планирование. Функции планирования в управлении принадлежит основополагающее место по следующим трем соображениям:

Цель, смысл и методы управления предприятием задаются именно планированием. Через эту функцию осуществляется связь предприятия с внешней средой: увязка с хозяйственной политикой в стране, системами финансирования, стимулирования, ценообразования и т.д.

Другие функции управления (например, учет и регулирование) являются зависимыми от планирования. Общеизвестно, что учет ведется по показателям плана, а регулирование должно постоянно поддерживать фактические показатели объекта на уровне плановых. Таким образом, недостатки в планировании автоматически переходят в учет и регулирование. Так, неправильно поставленная или нечетко сформулированная цель может привести к отрицательным последствиям и снизить эффективность производства. Функция планирования является директивной по отношению к объекту управления. Поэтому все достоинства и недостатки в планировании выражаются в экономии или потерях трудовых и материальных ресурсов.

Планирование будет эффективным в случае правильной организации производства.

При управлении организацией производства выполняются следующие функции:

- формируется организационная структура производственных подразделений;
- определяется специализация оборудования;
- проводится закрепление рабочих за оборудованием.

Регулирующие функции системы управления сводятся к устранению текущих рассогласований в производстве. В среде специалистов эти рассогласования называются производственными возмущениями.

Большая часть регулирующих функций на предприятии осуществляется диспетчерским аппаратом. Регулирование осуществляет следующие функции:

- обеспечивает тактику управления, все конкретные мероприятия регулирования подчинены целям, сформулированным в рамках планирования;
- формирует конкретные мероприятия, необходимые для устранения непредвиденных возмущений;
- не ограниченное заранее заданными рамками, регулирование должно соблюдать единственное условие вмешательства - его положительное отношение к выполнению плана;
- в вынужденных случаях регулирование корректирует утвержденные в рамках планирования график выполнения работ, распределение ресурсов и т.д., но корректировка затрагивает частности и распространяется на короткое время [1, 2].

Связующим звеном между планированием и регулированием является учетная функция управления. Учету, как составной части управления, присущи следующие особенности:

- учет формирует информацию о состоянии управляемого объекта, используемую системой управления для выработки управляющих воздействие. Через учет в производственных системах осуществляется связь управляемого объекта с системой управления, получившей название обратной связи;

- учетная информация разделяется на две большие группы, отличающиеся разной степенью обобщения: первая содержит оценку закономерностей функционирования и тенденции развития управляемого объекта, а вторая - характеристику конкретных производственных возмущений и обстоятельств их возникновения;
- информация о закономерностях используется в планировании при постановке перед объектом целей на очередной отрезок времени;
- информация о производственных возмущениях используется в регулировании при разработке и осуществлении конкретных мероприятий по ликвидации возмущений.

Организация производственных процессов с точки зрения планирования и регулирования многовариантна. Один и тот же план, одно и то же регулирующее воздействие могут иметь большое количество вариантов. Среди множества вариаций имеется наилучший, оптимальный вариант. Но прежде, чем получить его, требуется переработать большое количество информации. Вычислительная техника в отличие от человека способна в кратчайшие сроки перебрать большое количество вариантов управленческих решений, на основе которых человеку представляется возможным отобрать оптимальный вариант, обоснованный расчетом [5, 10].

Формирование производственной программы подразделениями предприятия предполагает создание условий для ее реализации, а также ее непосредственное выполнение. Для создания таких условий требуется осуществлять организационное вмешательство, особенно в условиях единичного производства, на основе периодического анализа соответствия производственного процесса организационной структуре производственных подразделений, при этом вмешательство должно быть согласованным и гибким в отношении достижения главных целей предприятия.

Эффективность промышленного производства (в стоимостной форме) рассчитывается следующим образом:

$$Э = \frac{РП}{(С_{ж.т.} + С_{п.т.})}$$

где: РП - количество произведенной в единицу времени продукции или услуг с учетом их качества, $С_{ж.т.}$, $С_{п.т.}$ - затраты живого и прошлого труда, обусловившие производство данной продукции или услуг.

Всякую кибернетическую систему можно описать с помощью четырех множеств элементов (неделимых) - работников Р, рабочих мест R, операций О и продуктов П. Пересечение по признакам множеств Р и R назовем агрегатом и обозначим через $A=\{P*R\}$. Состав этих множеств определяется структурой системы.

Исходя из данного описания рассмотрим постановки задач управления организацией производства и календарного планирования инструментального цеха промышленного предприятия. Для этого введем понятие производственной мощности. В литературе рассматриваются два основных подхода к определению мощности. Первый, который называют инженерным или техническим (технологическим), связывает величину мощности с потенциальным максимумом продукции, второй подход - экономический - с объемом продукции, соответствующим экстремуму некоторой функции издержек или прибыли [3, 6]. В дальнейшем будем пользоваться первым определением.

При решении задач управления организацией производства в цехе внешние и ряд внутренних факторов организационной среды цеха рассматриваются как не изменяющие своего состояния. В данной работе управление организацией производства осуществляется путем изменения состояния следующих внутренних факторов организационной среды:

- организационной структуры расстановки рабочих;
- специализации оборудования;
- организационной структуры расстановки оборудования;

Оптимальными называются решения, по тем или другим признакам предпочтительные перед другими. Рассмотрим вопрос формирования организационной структуры расстановки рабочих.

В соответствии с цеховой производственной программой производственный участок имеет месячное задание, в котором отражена закрепленная за ним номенклатура изделий. А также организационную структуру расстановки рабочих, оборудования и операционную структуру производственного процесса.

Рабочий участок в силу своего опыта и профессиональных навыков может выполнять работу определенной сложности, что выражается в присвоении рабочему конкретного квалификационного разряда. Технологическая операция производственного процесса имеет свой разряд работы, который определяет сложность ее выполнения.

Требуется на основании анализа работ по их сложности сформировать организационную структуру расстановки рабочих для производственных участков цеха с целью сокращения потерь квалифицированного рабочего времени при ограниченных трудовых ресурсах.

Пример

На участке $У_1$ рабочие P_{11} и P_{13} имеют 6-й разряд, рабочий P_{12} - 4-й разряд.

На участке $У_2$ рабочие и P_{21} и P_{23} - 4-й разряд, рабочий P_{22} - 6-й разряд.

Фонд рабочего времени для одного рабочего -8 *ч*.

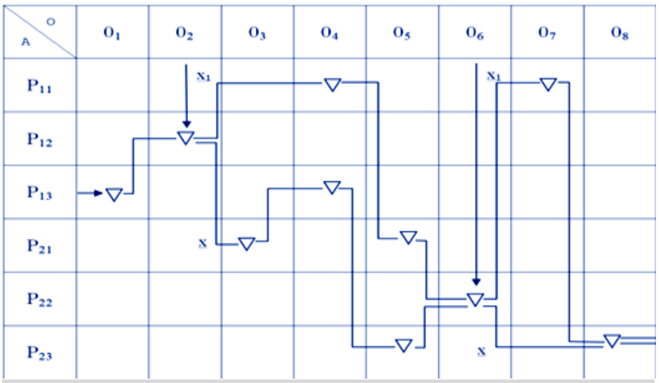


Рис. 1. Схема производственного процесса при изменении организационной структуры расстановки рабочих

Операционная структура производственного процесса на участке $У_1$ состоит из операции O_1 6-го разряда ($O_1(6)$), O_2*(4)*, O_3*(4)*, O_4*(6)* . Трудоемкость операций O_1 и O_4 - 4 *ч*, O_2 и O_3 -8 *ч*.

Операционная структура производственного процесса на участке $У_2$ состоит из операций O_5*(4)*, O_6*(6)*, O_7 *(6)*, O_8*(4)*. Трудоемкость операций O_5 и O_8 - 4 *ч*, O_6 и O_7 -8 *ч*.

Исходя из построенной схемы (рис.1) видно, что из входного объема работ x, при существующем состоянии организационном структуры расстановки рабочих по участкам $У_1$ и $У_2$, будет выполнен объем работ У.

В результате управляющих воздействий g, т.е. изменением состояния данного внутреннего фактора организационной среды цеха (перевод рабочего Р13 в состав участка $У_2$ и аналогично P_{23} участка $У_1$), производственный процесс пойдет путём x1, и будет выполнен объем работ y_1. При этом $y_1>y$ и $y_1=x$, и, как следствие, будет выполнена производственная программа цеха.

Постановка задачи

Постановка задачи организации специализированных рабочих мест (РМ) на смену.

Специализация оборудования ведет к увеличению производительности труда, и, как следствие, росту промышленного производства и его эффективности, что объясняет необходимость решения данной задачи. Производительность труда - это проблема, если говорить языком экономики, организации управления [7, 9] и связана с внутренними факторами организационной среды цеха.

Организация специализированных РМ по применяемой на оборудовании оснастке (например, для фрезерной группы технологического оборудования поворотный стол или делительная головка), приводит к сокращению потерь рабочего времени на выполнение вспомогательных операции по переналадке оборудования (т.е. сокращению подготовительно-заключительного времени) и, как следствие, увеличению фонда доступного времени оборудования. Для этого необходимо провести анализ операционной структуры производственного процесса на участке и определить необходимое количество специализированных РМ на производственном участке, в зависимости от вида технологической обработки (т.е. токарной, фрезерной и т.д.) по каждому виду применяемой оснастки [8, 11].

Производственный участок имеет месячную производственную программу, организационную структуру расстановки оборудования и операционную структуру производственного процесса.

Для выполнения технологической операции производственного процесса, в зависимости от вида технологической обработки, на оборудовании применяется различная оснастка. При этом суммарное время обработки деталей заказов с различной оснасткой неодинаково.

Требуется, на основании анализа работ с учетом применяемой оснастки, рассчитать необходимое количество специализированных РМ на смену с целью сокращения потерь фонда доступного времени связанных с переналадкой оборудования, при ограниченных производственных ресурсах.

Рассмотрим следующий пример.

Па участке имеется три РМ A_1, A_2, A_3.

Фонд доступного времени по рабочему месту равен 6 *ч*.

Операционная структура производственного процесса на участке характеризуется продуктом $П_1$, для обработки которого необходима оснастка Д($П_1$(Д), $П_2$(Д), $П_3$(Д), $П_4$(К), $П_5$(К), $П_6$(К), $П_7$(Д), $П_8$(Д), $П_9$(Д), $П_{10}$(Д), $П_{11}$(К) и $П_{12}$(Д)).

Трудоемкость обработки по каждому продукту равна $П_1 \div П_3$ – 2 *ч*, $П_{10} \div П_{12}$ – 1 *ч*.

Время переналадки оснастки Д на К равно 0,5 *ч* (аналогично с К на Д).

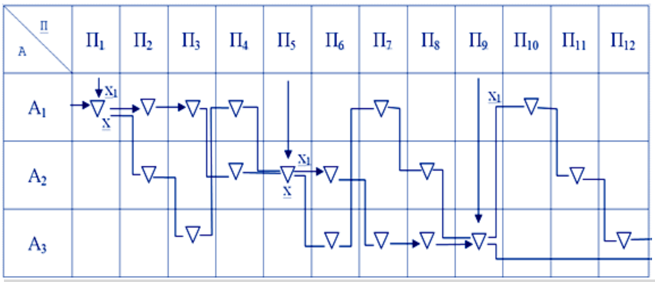


Рис. 2. Схема производственного процесса при изменении специализации оборудования

Как видно из построенной схемы (рис.2), из входного объема работ x при существующем состоянии специализации оборудования будет выполнен объем работ y.

Результатом влияния управляющих воздействий g, т.е. изменения данного внутреннего фактора организационной среды цеха (организации специализированных РМ A_1 и A_3 с оснасткой Д и A_2 с оснасткой К), является прохождение производственного процесса путем x1 и выполнение объема работ y_1 , где y_1>y .

При этом дополнительно обработаны продукты $П_{10}$, $П_{11}$ и $П_{12}$ на счет сокращения времени ка переналадку, и, как следствие, будет выполнена производственная программа [9].

Организация процессов производства отражает организацию объектов управления, определяемых как «структура системы и способы функционирования ее элементов». Поэтому процесс производства в первую очередь закрепляется посредством производственных структур, представляющих собой совокупность отдельных подразделений, связанных между собой отношениями производственной кооперации [11]. В настоящее время работами доказано, что между производственной структурой и производственным процессом существует непосредственная связь и производственная структура (организационная структура расстановки оборудования) выступает как внутренний фактор организационной среды цеха, существенно влияющий на производственный процесс.

Влияние производственной структуры, выражается в следующем. В связи с частой сменой номенклатуры и неоднородностью изделий по длительности их изготовления, что характерно для единичного производства, на производственных участках появляются «узкие» места и резервы мощности. Это приводит к большим потерям фонда доступного времени оборудования и росту незавершенного производства.

Цех имеет производственную месячную программу, сбалансированную на верхнем уровне оперативного управления предприятия по объемным показателям.

Производственное месячное задание участка отражает закрепленную за ним номенклатуру. Участок характеризуется производственной структурой и операционной структурой производственного процесса.

Требуется на основании анализа объема работ сформировать производственную структуру участков цеха с целью эффективной загрузки производственных мощностей при ограниченных производственных ресурсах.

Решение задачи управления производственной структурой участков связано с анализом РМ в соответствии с выполняемым объемом работ.

Рассмотрим следующий пример. Участок *У₁* состоит из токарных РМ A_{11} и A_{13} и фрезерного РМ A_{12}.

В состав участка $У_2$ входят два фрезерных РМ A_{21} и A_{23} и одно токарное A_{22}.

Операционная структура производственного процесса на участке $У_1$ состоит из токарной операции $O_1(O_1(T))$, $O_2(Ф)$, $O_3(Ф)$, $O_4(T))$. Трудоемкость операций O_1 и O_4 - 4 *ч*, O_2 и O_3 - 8 *ч*.

Операционная структура производственного процесса на участке $У_2$ состоит из операций $O_5(Ф)$, $O_6(T)$, $O_7(T)$, $O_8(Ф)$. Трудоемкость операций O_5 и O_8 - 4 *ч*, O_6 и O_7 - 8 *ч*.

Фонд доступного времени по рабочему месту - 8 *ч*.

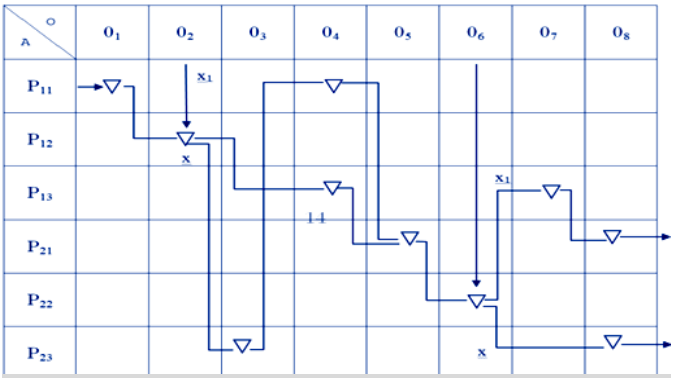


Рис 3. Схема производственного процесса при изменении производственной структуры цеха

На основании построенной схемы (рис.3) видно, что из входного объема работ x при существующем состоянии производственной структуры участков $У_1$ и $У_2$ будет выполнен объем работ y.

В результате управляющих воздействий g , т.е. изменения состояния данного внутреннего фактора организационной среды цеха (включение РМ A_{11} в состав участка $У_2$ и, аналогично, а A_{21} в состав участка $У_1$) производственный процесс в цехе характеризуется путем x_1, будет выполнен объем работ y_1. При этом y_1 > y и y_1 = x, и, как следствие, будет выполнена производственная программа [4, 12].

Из приведенного соотношения видно, что эффективность производства можно повышать тремя различными способами: или увеличением количества производимой на единицу времени продукции и повышением ее качества, или уменьшением затрат живого и овеществленного труда, приходящихся на единицу производимой продукции, или тем и другим путем одновременно.

Из всего вышесказанного следует, что для эффективного решения задачи календарного планирования в условиях оперативности управления производственным процессом необходимо разработать эвристический метод решения данной задачи.

Поэтому главной задачей данной проблемы управления является задача календарного планирования. Решение задачи календарного планирования связано с состоянием ряда внутренних факторов (организационные структуры расстановки рабочих, оборудования, специализация оборудования) организационной среды цеха. Следовательно, для успешного решения задач управления производственными подразделениями требуется комплексное решение задач управления организацией производства и оперативного управления.

Основными вопросами управления производственными системами являются вопросы, связанные с достижением главной цели функционирования производственного подразделения, т.е. выпуска максимального количества продукции заданного качества.

Библиографический список:

1.Кабулов А.В., Kalandarov I.I.. Алгоритмические модели проектирования встроенных систем информационной безопасности микропрограммными автоматами на матричных больших интегральных схемах. // ISSN 2181- 7383 «Горный вестник» научно – технический и производственный журнал, № 1 (64), г. Навои, 2016 г. С. 104-108.

2.Кабулов А.В., Kalandarov I.I.. Алгоритмической метод управления производственными системами на основе таблиц функционирования. // ISSN 2181- 7383 «Горный вестник» научно – технический и производственный журнал, № 4 (71), г. Навои, 2017 г. С. 82-86.

3.Sklyarov, V., Sklyarova, I., Rjabov, A., Sudnitson, A. Computing Sorted Subsets for Data Processing in Communicating Software / Hardware Control Systems International journal of computers communications & control. Т.11, вып.1. – С. 126-141. Опубликовано: FEB 2016 Aveiro, Portugal.

4.Кабулов А.В., Норматов И.Х., Каландаров И.И. Алгоритмическая модель управления на основе алгебры над таблицами функционирования // ISSN 2181-8460 «Проблемы вычислительной и прикладной математики». Центр разработки программных продуктов и аппаратно-программных комплексов (Ташкент) № 2 (4). 2016. С. 19-23.

5.Кабулов А.В. Норматов И.Х., Каландаров И.И. Алгоритмический подход управления сложными системами на примере производственных систем // ДАН АН РУз, г.Ташкент, №1, 2017 С. 33-35.

6.Kalandarov I.I., Sotiboldiyev S.U., Narzullayev Y.E. Algorithm of the choice of the optimum technological route and the group equipment // ISSN 2350-0328 International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology (India) Vol.6, Issue 5, May 2019 pp.9066-9070.

7.Sklyarov, V., Sklyarova, I., Silva, J. Synthesis and Implementation of Parallel Logic Controllers in All Programmable Systems-on-Chip. Studies in Systems Decision and Control. Design of reconfigurable logic controllerS. DOI книги: 10.1007/978-3-319-26725-8. Т. 45. – С. 15-29. Опубликовано: 2016 Aveiro, Portugal.

8.Kabulov A.V., Normatov I.X., Kalandarov I.I., Karimov A.A. Algorithmic method of organization of specialized workshops // ISSN:2350-0328 International Journal of Advanced Research in Science, Engineering and Technology (India) Vol. 5, Issue 4 , April 2018 pp.5670-5675.

9.Кабулов А.В., Каландаров И.И. Описание архитектуры алгоритмической системы АТЛАС // В сборнике: Инновационные геотехнологии при разработке рудных и нерудных месторождений Сборник докладов VII Международной научно-технической конференции в рамках Уральской горнопромышленной декады. Екатеринбург. 2018. С. 470-475.

10.Kabulov A.V., Normatov I.H., Kalandarov I.I. Problems of algorithmization of management of difficult systems on the basis of algebra over functioning tables (FT) // Science and Education Materials Of the ix international Research and practice conference October 1st - 2nd, 2015 Munich, Germany 2015. pp. 148-151.

11.Kabulov A.V., Normatov I.H., Kalandarov I.I. Algorithmic model of management on the basis of algebra over functioning tables (FT) // ISSN 2308-4804 International scientific journal “Science and World”, № 1(17), 2015. - Vol. 1 - pp. 10-13.

УДК 621.315

СХЕМЫ БЫСТРОДЕЙСТВУЮЩЕГО АВТОМАТИЧЕСКОГО ВВОДА РЕЗЕРВА ДЛЯ СИСТЕМ ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЯ С ВЫСОКОВОЛЬТНЫМИ АСИНХРОННЫМИ ЭЛЕКТРОДВИГАТЕЛЯМИ

Холбоев Г.О.,
главный энергетик
ГП НГМК

Хамидов А.А.,
Инженер энергетик
ИЦ по ВНТ
ГП НГМК

Атауллаев А.О.,
(PhD) доцент кафедры
«Электроэнергетика» НГГИ

Расулова Б.И.,
Магистрант кафедры
«Электроэнергетика» НГГИ

Zahirani tezkor avtomatik ravishda ishga tushirish tizimini ishlab chiqishning asosiy maqsadi-vaqtinchalik jarayonlarning ta'sirini kamaytirish , dvigatellarga mexanik ta'sir ko'rsatish va oqimning otilishi, motorlarning uzluksiz elektr ta'minotini saqlab turish, elektr ta'minotining bir qismidan quvvat uzilishi va yukni ikkinchi manbaga almashtirish. Tizim zaxira quvvat manbai, yukning ulangan shinalari, shuningdek, asosiy manbaning doimiy nazoratini amalga oshirishi va har ikki yo'nalishda ham manbalarni almashtirishni ta'minlaydigan mantiqqa ega bo'lishi kerak.

Tayanch iboralar: *reyd, o'tish jarayoni, voltaj oralig'i, o'zgarishlar o'zgarishi, statik kuchlanish*

Основная цель разработки системы быстродействующего автоматического включения резерва - уменьшение влияния переходных процессов, механических воздействий на двигатели и бросков тока при сохранении бесперебойного электроснабжения двигателей в момент, когда возникает перерыв питания от одного из питающих источников и происходит переключение нагрузки на второй источник. Система должна осуществлять непрерывный контроль резервного источника питания, шин, к которым подключена нагрузка, а также основного источника и иметь логику, обеспечивающую переключение источников в обоих направлениях.

Ключевые слова*: набег, переходной процесс, перерыв напряжения, фазный сдвиг, статичное напряжение.*

Воздействие АВР на асинхронный двигатель и другие виды потребителей заключается в возникновении бросков тока и момента, зависящих от остаточного напряжения на шинах двигателя, фазового сдвига между остаточным напряжением на шинах и напряжением источника и фазовых соотношений между колеблющимся механическим моментом и переходным электромагнитным моментом в момент повторной подачи питания. Группы асинхронных двигателей также подвергаются таким воздействиям при вводе резерва. Однако, в этом случае величины бросков токов и момента будут зависеть от комбинации остаточных напряжений и фазовых соотношений всех двигателей, подключенной к секции шин. Кроме того, количество энергии, перераспределенной между машинами в момент включения резерва, когда отключен внешний питающий источник, будет определять величины остаточного напряжения и фазовые сдвиги *для* каждого двигателя в отдельности.

Применение схем автоматического включения резерва с тиристорными коммутаторами является одним из наиболее эффективных способов решения такого рода проблем [1-4], так как вследствие высокого быстродействия таких схем, фазовый сдвиг между остаточным напряжением на шинах и напряжением источника минимален, и броски тока будут незначительны.

При отключении двигателей от источника питания наиболее мощные двигатели отдают энергию, запасенную в их магнитных полях, и переходят в режим генератора и таким образом поддерживают напряжение на шинах [7-9]. Начальная величина остаточного напряжения зависит от состояния источника электроснабжения до его отключения. Трехфазное короткое замыкание на землю на высокой стороне трансформатора или в питающей линии может полностью поглотить энергию, накопленную в электромагнитных полях двигателей и результирующее напряжение будет минимальным. Однако, для всех остальных случаев подпитка двигателей будет значительной.

Эта подпитка зависит от моментов инерции двигательных нагрузок и от количества энергии, накопленной в полях двигателей.

Как правило, на шинах имеется несколько двигателей широкого диапазона мощности. При отключении питания более мощные двигатели с большим моментом инерции нагрузок переходят в режим генератора, на какое-то время обеспечивая питание менее мощных двигателей. Общее напряжение на шинах имеет сложную зависимость и затухает быстрее, чем напряжение самого мощного двигателя, но медленней, чем напряжение самого маломощного двигателя. На рис. 1 и 2 показаны результаты математического моделирования выбега в системе электроснабжения, содержащей два асинхронных двигателя 6 кВ серии АТД2 номинальной мощностью соответственно 500 *кВт* и 5000 *кВт.*

При «потере» питающего напряжения асинхронные двигатели могут сохранять устойчивость при определенной величине и длительности перерыва питания. Однако, при длительных перерывах существует также вероятность «опрокидывания» АД, когда двигатель будет не в состоянии вновь запуститься даже после включения резервного источника. Основные факторы, влияющие на устойчивость двигателей, зависят от характеристик двигателей и нагрузок, а также от параметров электрической системы и систем управления.

Место повреждения в системе электроснабжения, тип повреждения, время восстановления питания и конфигурация сети оказывают непосредственное влияние на напряжение на шинах. Трехфазное короткое замыкание на землю является наихудшим вариантом с точки зрения устойчивости. Двухфазное на землю, двухфазное, однофазное на землю приводят к меньшим возмущениям в указанном порядке. В точке трехфазного замыкания на землю напряжение снижается до нуля до момента восстановления питания. Напряжение в системе электроснабжения при коротком замыкании в системе, за трансформатором на высокой стороне, также уменьшается до величин, близких к нулю.

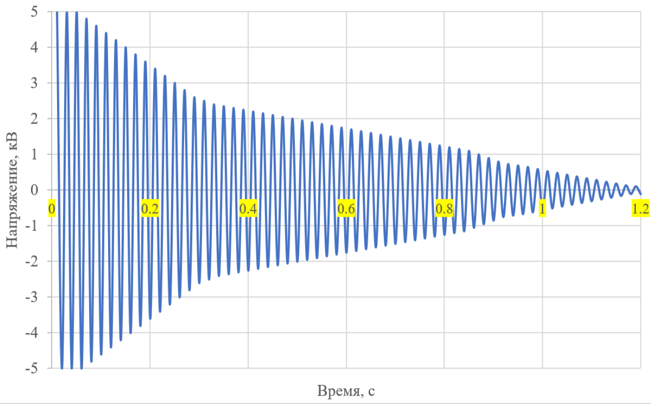


Рис. 1. Напряжение на шинах двигателей во время выбега

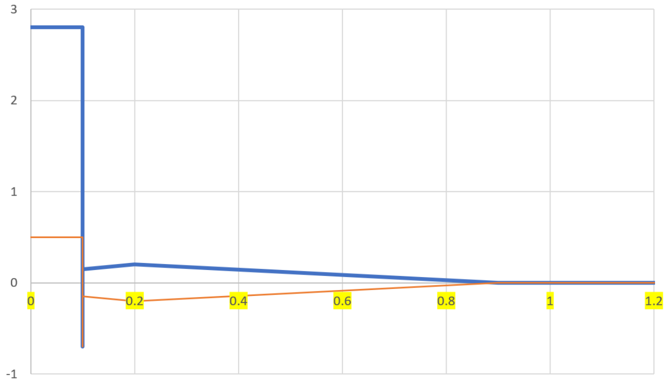


Рис. 2. Электромагнитный момент двигателей во время выбега

Настройки автоматических регуляторов возбуждения синхронных машин и характеристики двигателей и их нагрузок также оказывают влияние на величину снижения напряжения при аварийных режимах и восстановление напряжения. Напряжение в системе может колебаться в течение некоторого времени до возврата к нормальному.

Если ограничиться рассмотрением характеристик асинхронных двигателей только в установившемся режиме, то можно принять, что при снижении напряжения на зажимах двигателя, его момент снижается пропорционально квадрату этого напряжения. Скольжение увеличивается с увеличением токов статора. Двигатели с постоянным небольшим моментом инерции быстро теряют скорость и могут «опрокинуться». Двигатели с большим моментом инерции, изменяющимся в зависимости от скорости, могут при восстановлении питания вновь разогнаться до номинальной скорости. Кривая момента двигателя может иметь форму, совершенно не похожую на кривые момента при пуске, так как разгрузочные клапаны компрессоров и вентиляторов при самозапуске могут не вернуться в нормальное состояние.

В зависимости от величины начального снижения скорости после отключения короткого замыкания самозапуск двигателей может быть успешным или неуспешным. При этом возникают броски токов статора, которые по своей величине могут быть равными пусковым токам.

При внезапной потере питания в асинхронных двигателях протекают электромагнитный и электромеханический переходные процессы, хотя эти процессы и намного короче по времени, чем процессы в синхронных двигателях. При отключении питающего источника асинхронный двигатель осуществляет подпитку точки к.з. При трехфазном коротком замыкании возникает затухающий переходный момент, с отрицательным максимумом до пяти раз превышающим номинальный и ток, до десяти раз превышающим номинальный. Кроме того, при восстановлении питания возникают затухающие переходные процессы тока статора и напряжения, хотя и меньшей величины. Переходные моменты и токи динамически воздействуют на изоляцию двигателей, систему привода и основания.

Повторное включение двигателей после перерыва питания, когда двигатели все еще вращаются, может также вызывать броски токов и моментов. После отключения от источника питания напряжение на шинах двигателя затухает экспоненциально, в зависимости от моментов инерции и характеристик нагрузки. В связи с этим, возникает разность по фазе между напряжением в линии и остаточным напряжением на шинах двигателей.

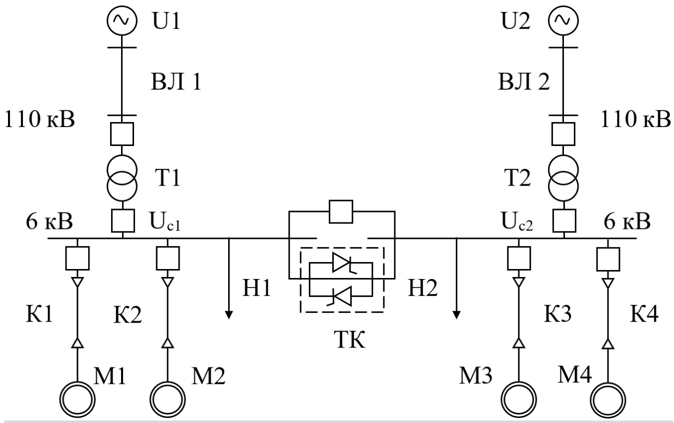


Рис. 3. Схема питания газоперекачивающей станции с системой БАВР

Кратность переходного момента при включении резервного источника может достигать семи, причем максимум не обязательно приходится на сдвиг фаз 180 градусов между затухающим напряжением двигателей и питающим напряжением.

Одним из вариантов решения проблемы автоматического ввода резерва в системах электроснабжения предприятий горно-перерабатывающей промышленности является система быстродействующего АВР с тиристорным коммутатором, подключаемым параллельно механическому секционному выключателю (рис. 3).

Успешное срабатывание указанного устройства обеспечивает бесперебойное электроснабжение ответственных потребителей и переключение от основного к альтернативному источнику питания.

Выводы

На основании анализа расчетов переходных режимов (перерыва питания, трехфазного короткого замыкания, несимметричных коротких замыканий) для типового предприятия горно-перерабатывающей промышленности найдены основные информационные признаки, позволяющие определить структуру устройства быстродействующего АВР. Разработана структура быстродействующего АВР, включающая в себя тиристорный коммутатор и систему управления.

Предложена структура органа контроля режима системы, позволяющая обеспечить селективную работу устройства БАВР.

Разработана структура органа контроля снижения напряжения БАВР, позволяющая обеспечить определение момента возникновения аварийного режима на одной из секций шин, и приведено математическое описание принципа его работы.

Библиографический список:

1.Горев А. А. Переходные процессы синхронной машины. — Л.: ГЭИ, 1950. 551с.
2.Важное А. И. Электрические машины. - Л.: Энергия, 1968. 768 с.
3.Копылов И. П. Электромеханические преобразователи энер-гии. — М.: Энергия, 1973. 400 с.
4.Копылов И. П. Электрические машины. — М.: Энергоатомиз- дат, 1986. 360 с.
5.Трещев И. И. Электромеханические переходные процессы в машинах переменного тока. - Л.: Энергия, 1980. 344 с.
6.Paul Gabba A., Hill J. D. Make Automatic Power Source Transfers a Success for Your Plant, IEEE Transactions on Industry Applications, Vol.37, No. 2, March/August 2001, pp. 423-433.

7.Ковач К. П., Рац И. Переходные процессы в машинах пере-менного тока. — М.: Госэнергоиздат, 1963. 744 с.

8.Сыромятников И. А. Режимы работы асинхронных и син-хронных двигателей. - М.: Энергоатомиздат, 1984. 240 с.

9.Важное А. И. Переходные процессы в машинах переменного тока. - Л.: Энергия, 1980. - 256 с.

10.Казовский Е. Я. Переходные процессы в электрических ма-шинах переменного тока. - М.: Из-во АН СССР, 1962. - 560 с.

11.Страхов С. В. Переходные процессы в электрических цепях, содержа-щих машины переменного тока. - М.: ГЭИ, 1960. - 247 с.

12.Сивокобыленко В. Ф., Гребченко Н. В. Синхронное быстро-действующее АВР в системах электроснабжения с двига-тельной нагрузкой. //Методы и средства противоаварийно- го управления в электроэнергетических системах. Межвузовский сборник научных трудов. /Новосибирск, 1986.

13.Беркович М. А., Семенов В. А. Основы автоматики энерго-систем. - М.: Энергия, 1968, 432 с.

“GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA”, 2020, №4 (83) pp. 100-102

SCHEMES OF FAST AUTOMATIC INPUT OF THE RESERVE FOR ELECTRICITY SYSTEMS WITH HIGH-VOLTAGEMI ASYNCHRONNY ELECTRIC MOTORS

[1]**Kholboev G.O.,** *Chief Power Engineer, g.holboev@ngmk.uz*
[1]**Khamidov, A.A.,** *Energy Engineer of the innovation center for the introduction of new technologies, aliyor.hamidov@mail.ru*
[2]**Ataullaev A.O.,** *associate Professor in the Department of "Electroengineering" (PhD)*
[2]**Rasulova B.I.,** *Master's student of the Department of "Electric Power Engineering"*
[1]*Navoi Mining Metallurgical Combine Navoi, Uzbekistan*
[2]*Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan*

***Abstract**:*
The main purpose of developing a fast-acting automatic reserve inclusion system is to reduce the impact of transition processes, mechanical impacts on engines and current throws while maintaining uninterrupted power supply to the engines at a time when power is disrupted from one of the power sources and the load is switched to the second source.

***Keywords**: foray, transition, voltage break, phase shift, static tension*

Reference

1.Gorev A. A. Transitional Processes of the Synchronic Machine. - L.: GEI, 1950. - 551 p.

2.Important AI Electric Cars. - L.: Energy, 1968. - 768 p.

3.Kopylov I.P. Electromechanical Energy Converters. - M.: Energy, 1973. - 400 p.

4.I.P. Electric Cars. - M.: Energoatomy Date, 1986. - 360 p.

5.Treshchev I. I. Electromechanical transition processes in AC machines. - L.: Energy, 1980. - 344 p.

6.Paul Gabba A., Hill J. D. Make Automatic Power Source Transfers a Success for Your Plant, IEEE Transactions on Industry Applications, Vol.37, No. 2, March/August 2001, pp. 423-433.

7.Kovacs K.P., Rat I. Transitional Processes in AC Machines. - M.: State Energy Publishing, 1963 - 744 p.

8.I.A. Syromyatnikov Modes of operation of asynchronous and synchronous engines. - M.: Energoatomizdat, 1984. - 240 p.

9.Important AI Transitional Processes in AC Machines. - L.: Energy, 1980. - 256 p.

10.Kazovsky E. J. Transitional processes in electric cars of AC. - M.: From the Soviet Union, 1962. - 560 p.

11.Fears of S.V. Transitional processes in electrical circuits containing AC machines. - M.: GEI, 1960. - 247 p.

12.Sivokobylenko V.F., Grebchenko N.V. Synchronic fast-acting AVR in power supply systems with propulsion load. Intercollegiate collection of scientific works. / Novosibirsk, 1986.

13.Berkovich M.A., Semenov VA Basics of Power System Automation. - M.: Energy, 1968, 432 p.

УДК 621.315

АНАЛИЗ ПОТЕНЦИАЛА И ЭФФЕКТИВНЫХ ИСТОЧНИКОВ ВОЗОБНОВЛЯЕМОЙ ЭНЕРГИИ УЗБЕКИСТАНА

Maqolada muqobil energiya manbalari ko'rib chiqiladi, ular ishlab chiqarish va tog ' - kon sanoati korxonalarining ikkilamchi energiya manbai sifatida qo'llanilishi mumkin, tahlil natijalari mintaqada qayta tiklanadigan energiya salohiyati (TIA) va turli xil qayta tiklanadigan manbalardan energiya bahosining dinamikasi, nisbatan yuqori samaradorlikka ega bo'lgan iqtisodiy maqsadga muvofiq energiya ishlab chiqarish turlari.

Tayanch iboralar: *energiya salohiyati, quyosh energiyasi, shamol energiyasi, gidroenergetika, termoelektrik generatorlar, muqobil manbalar, narx dinamikasi.*

В статье рассматриваются альтернативные источники энергии, которые можно применить в качестве вторичного источника энергии производственных и горнодобывающих предприятий, приводятся результаты анализа потенциала возобновляемых источников энергии (ВИЭ) в регионе и динамика цен на получение энергии из различных возобновляемых источников, обоснованы виды экономически целесообразного получения энергии с относительно высоким КПД.

Ключевые слова: *энергетический потенциал, солнечная энергия, энергия ветра, гидроэнергетика, термоэлектрические генераторы, альтернативные источники, динамика цен.*

Зарипов Ш.У.,
зам. начальника центрального проектного бюро НГМК

Зохидов О.У.,
старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

Год за годом наблюдается истощение топливных ресурсов земли. Это все связано с увеличением численности населения и развитием производства в мире. Для образования топливных полезных ископаемых естественным путем требуется несколько сотен тысяч лет. А за последние 200-300 лет человечество использовало больше половины топливных ресурсов мирового запаса.

На сегодняшний день из-за увеличения производственной мощности промышленных, химических и горнодобывающих предприятий увеличивается потребление электроэнергии. Это само собой приводит к увеличению производства электроэнергии.

Для получения традиционным методом 1 *кВт* электрической энергии расходуется 0,3 $м^3$ природного газа и в среднем 2,5 *кг* угля. Также, немногим известно, что процесс производства электроэнергии требует больших объемов сырья, её поставка по магистральным сетям и распределение по потребителям весьма трудоемкий процесс [1].

Исходя из того, что запасы нефтепродуктов, природного газа и органических веществ не бесконечны, эффективное применение альтернативных и возобновляемых источников электроэнергии является основной решаемой задачей нашего времени.

По анализированным данным технической литературы и информаций в интернете потенциал возобновляемых источников энергии региона составляют следующие значения:

- валовый гидроэнергетический потенциал Узбекистана составляет 9,2 *млн. т.н.э*, а технический гидроэнергетический потенциал республики оценивается в 2 *млн. т.н.э.*, из которого в настоящее время используется 0,46 *млн. т.н.э.*, или около 23%;

- валовый потенциал солнечной энергии Узбекистана оценивается в 50973 *млн. тонн* нефтяного эквивалента, что составляет 99,7% от суммарного валового потенциала всех исследованных к настоящему времени на территории республики ВИЭ, технический потенциал – 176,8 *млн. т.н.э.* (98,6% от суммарного технического потенциала ВИЭ). В настоящее время освоено только 0,6 *млн. т.н.э.* солнечной энергии (0,3% от технического потенциала);

- валовый потенциал энергии ветра, оцененный на основании данных многолетних метеонаблюдений (более 10 лет) за скоростью ветра на метеостанциях Узбекистана, равен 2,22 *млн. т н. э* в год. Технический потенциал энергии ветра в республике оценивается в 0,43 *млн. т н. э.* в год [2].

Таблица 1

Потенциал ВИЭ в Узбекистане

Возобновляемые источники энергии	Валовой потенциал	Технический потенциал	Освоенные
Гидроэнергетика	9,2 *млн. т.н.э.*	2 *млн. т.н.э.* (1,1%)	0,46 *млн. т.н.э* (23%)
Ветровая энергетика	2,2 *млн. т.н.э.*	0,4 *млн. т.н.э.* (0,2%)	0,2 *млн. т.н.э.* (0,1%)
Солнечная энергетика	50 973 *млн. т.н.э.*	177 *млн. т.н.э.* (98,7%)	0,6 *млн. т.н.э.* (0,3%)
Общих альтернативных источников энергии	50 984,4 *млн. т.н.э.*	179,4 *млн. т.н.э.*	1,26 *млн. т.н.э.* (23,4%)

Таблица 2

Прогнозная динамика цен энергии из различных видов ВИЭ (*ц/кВт·ч*)

Наименование источников электро-энергии	1995	2000	2005	2010	2015	2020
Фотоэлектрические батареи (станции)	25	23	21	20	19	17
Тепловая солнечная	23	20	18	15	13	12
Биомасса	14	13	12	12	11	11
Мини-ГЭС, Микро ГЭС	8	7	7	7	7	6
Геотермальная	8	8	7	7	7	6
Ветровая	7	7	6	6	6	5

Все данные по анализу сведены в табл. 1.

По данным таблицы основную долю потенциала ВИЭ составляет солнечная энергия 98,7%, общий потенциал ветровой энергии 0,2%, гидроэнергетический потенциал - 1,1%.

Хотя технический потенциал солнечной энергии составляет основную часть потенциала ВИЭ региона, но себестоимость выработки единицы электроэнергии (*кВт·ч*) солнечными электростанциями остается высокой.

По аналитическим данным Центра экономических исследований себестоимость вырабатываемой электроэнергии на базе гидроэлектростанций составляет 3-4 цента за *кВт·ч*, ресурсов угля и газа составляет по разным оценкам от 4 до 7 центов *кВт·ч*. Себестоимость солнечной световой энергии – 20-80 центов, солнечной тепловой энергии – 12-18 центов. Единица вырабатываемой энергии на базе геотермальной и мини ГЭС составляет – 4-7 центов, ветроэнергетические установки – 5-8 центов (табл. 2) [3].

То есть солнечная электроэнергия обходится от 5 до 20 раз дороже традиционных вариантов на углеводородном сырье, а солнечная тепловая энергия – в 3- 4 раза дороже, при этом только относиительно самые дешевые из альтернативных источников можно отнести мини (микро) ГЭСы, ветровые установки и геотермальные источники .

На производственных предпрятиях и в горной промышленности все перечисленные ВИЭ можно применить.

Но в данном этапе развития техники и технологии средств получения альтернативной энергии применения того или иного вида ВИЭ оценивается экономической эффективностью и сроком окупаемости. Кроме того немаловажное значение имеют их КПД преобразования энергии из первичного источника. Как показывают исследования в данном направлении КПД преобразования электроэнергии из альтернативных источников энергии, следующие:

КПД преобразования солнечной энергии 15-17%;

КПД ветрового генератора 25-45%;

КПД термоэлектрического генератора 3-10%;

КПД мини (микро) гидроэлектростанции 50-60%.

Таким образом, сопоставив данные, приведённые в статье, можно сделать вывод, что использование мини (микро) ГЭС в качестве альтернативного источника электроэнергии экономически выгодно для повышения надежности и бесперебойной работы основной системы электроснабжения производственных и горнодобывающих предприятий.

Мини (микро) гидроэлектростанции устанавливаются в горных или удаленных районах Узбекистана (кишлаках, небольших фермерских и производственных хозяйств, дачных поселков и др.), где имеется близкое нахождение любого водотока (канал, река, водосброс и т.п.). Мощность одной микро-гидроэлектростанции хватает на обеспечение электроэнергией поселения в 20-30 человек.

На производственных масштабах гидротурбинные установки применяются на инженерных сооружениях, где имеются самотёчное или напорное течение разных видов жидкостей.

Библиографический список:

1.Вблизи городов Нукус и Зарафшан будут построены ветряные электростанции. Kun.uz. от 02.09.2019г.

2.Шухрат Зокиров, НИЦ «Научные основы и проблемы развития экономики Узбекистана» Возобновляемая энергия для устойчивого развития. REVIEW.uz. от 02.03.2020г.

3.Альтернативные источники энергии: возможности использования в Узбекистане. Аналитический доклад 2011/03. Ташкент-2011.

4.П. Каныгин. Альтернативная энергетика в ЕС: Возможности и пределы. Экономист, №1, 2010г. С. 55.

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 103-104

ANALYSIS OF POTENTIAL AND EFFECTIVE SOURCES RENEWABLE ENERGY OF UZBEKISTAN

[1]***Zaripov Sh.U.,*** *Deputy chief central design bureau, sh.zaripov@ngmk.uz*

[2]***Zohidov O.U.,*** *senior lecturer of the Department of "Mining Electromechanics"*

[1]*Navoi Mining Metallurgical Combine Navoi, Uzbekistan*

[2]*Navoi State Mining Institute, Navoi, Uzbekistan*

***Abstract**:*

The article discusses alternative energy sources that can be used as a secondary source of energy for industrial and mining enterprises, presents the results of the analysis of the potential of renewable energy sources (RES) in the region and the dynamics of prices for obtaining energy from various renewable sources, justifies the types of economically feasible energy production with a relatively high efficiency.

Keywords: *energy potential, solar energy, wind energy, hydropower, thermoelectric generators, alternative sources, price dynamics.*

Reference

1.Wind farms will be built near the cities of Nukus and Zarafshan. Kun.uz. from 02.09.2019.

2.Shuhrat Zokirov, research center "Scientific bases and problems of development of economy of Uzbekistan" Renewable energy for sustainable development. REVIEW.uz. from 02.03.2020 G.

3.Alternative energy sources: opportunities for use in Uzbekistan. Analytical report 2011/03. Tashkent-2011.

4.P. Kanygin. Alternative energy in the EU: Opportunities and limits. Economist, No. 1, 2010, 55 p.

УДК 621.311

ПРОБЛЕМЫ ЦИФРОВОЙ ТРАНСФОРМАЦИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ОБЪЕКТОВ НА ПРИМЕРЕ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА № 2 ЦЕНТРАЛЬНОГО РУДОУПРАВЛЕНИЯ ГП «НГМК»

Maqolada "Navoiy kon-metallurgiya kombinati" Davlat korxonasi markaziy kon boshqarmasining 2-gidrometallurgiya zavodi misolida iqtisodiyot, ijtimoiy soha va respublika boshqaruv tizimiga axborot - kommunikatsiya texnologiyalarini joriy etish tendensiyalari, "raqamli O'zbekiston - 2030" ilmiy-texnologik rivojlanish strategiyasining o'ziga xos xususiyatlari, sanoat obyektlarini raqamli transformatsiya qilish muammolari, "sanoat 4.0" konsepsiyasini ishlab chiqarishga joriy etish istiqbollari muhokama qilindi.

Tayanch iboralar: *raqamli iqtisodiyot xom-ashyo modeli metallurgiya sanoati, aqlli ishlab chiqarish, moliyaviy hisobot, ijtimoiy-iqtisodiy ta'sir.*

В статье рассматриваются тенденции внедрения информационно-коммуникационных технологий в экономику, социальную сферу и системы управления республики, особенности Стратегии научно-технологического развития - «Цифровой Узбекистан - 2030», проблемы цифровой трансформации промышленных объектов на примере Гидрометаллургического завода №2 Центрального Рудоуправления Государственного предприятия «Навоийский горно-металлургический комбинат», перспективы внедрения концепции «Индустрия 4.0» в производство.

Ключевые слова: *цифровая экономика сырьевая модель металлургическая отрасль, умное производство, финансовая отчетность, социально-экономический эффект.*

Мустакимов О.М.,
директор ЦРУ ГП НГМК,
Ph.D

Салиев Х.А.,
зам. главного инженера
по информационным
технологиям ЦРУ
ГП НГМК

В последние годы, проводимые в Узбекистане реформы, сопровождаются активным внедрением информационно-коммуникационных технологий во все сферы жизни, расширяется доступ к услугам телекоммуникаций, повышаются цифровые навыки у населения, формируется благоприятная среда для развития инновационных технологий, проводятся работы по повышению конкурентоспособности страны.

Ярким тому подтверждением стало, издание Указа Президента Республики Узбекистан от 07.02.2017 г. № УП-4947 и утверждение «Стратегии действий по пяти приоритетным направлениям развития Республики Узбекистан в 2017 - 2021 годах», в котором особая роль отведена широкому использованию информационно-коммуникационных технологий, как эффективному инструменту реформирования [1]. Одним из приоритетных направлений развития и либерализации экономики, повышения ее конкурентоспособности за счет углубления структурных преобразований, модернизации и диверсификации производства, предусмотрено проведение активной инвестиционной политики, направленной на модернизацию, техническое и технологическое обновление производства, реализацию проектов производственной, транспортно-коммуникационной и социальной инфраструктуры, внедрение информационно-коммуникационных технологий в экономику, социальную сферу и системы управления.

24 января 2020 года, выступая с ежегодным посланием Парламенту страны, Президент Узбекистана Шавкат Мирзиёев заявил, что приоритетными направлениями развития страны на 2020 год являются наука, просвещение и цифровая экономика. В частности, озвучены основные требования при разработке стратегии «Цифровой Узбекистан-2030», где особая роль отведена широкому внедрению информационных систем и программных продуктов в реальные секторы экономики, создание цифровых платформ и автоматизированных систем в финансово-хозяйственной деятельности, административных процедурах, производстве, технологических и управленческих процессах. В целях формирования конкурентоспособной экономики, развития сферы науки и просвещения, воспитания молодежи как личностей с высокими духовными и нравственными ценностями, Президент объявил 2020 год – Годом развития науки, просвещения и цифровой экономики [2].

05.10.2020 г. принят Указ Президента Республики Узбекистан №УП-6079 **«Об утверждении стратегии «Цифровой Узбекистан – 2030» и мерах по ее эффективной реализации».** С целью обеспечения ускоренного внедрения цифровых решений на предприятиях республики, формирования полноценной цифровой экономики, создания необходимой среды для производства инновационной продукции, повышения эффективности государственного управления, оказания населению и субъектам предпринимательства соответствующих государственных услуг **Протоколом** собрания Координационной комиссии по реализации стратегии «Цифровой Узбекистан – 2030» от 12.10.2020 г. утвержден График реализации задач, определенных в Указе [3].

Среди приоритетных направлений научно-технологического развития Узбекистана авторы Стратегии выделили следующее:

- проведение фундаментальных и прикладных исследований по приоритетным направлениям в сфере информационных технологий и коммуникаций;
- изучение и применение на практике возможностей использования в отраслях экономики технологий виртуальной и дополненной реальности, искусственного интеллекта, криптографии, машинного обучения, анализа больших данных и облачного вычисления;
- реализация и коммерциализация перспективных инновационных разработок и стартап-проектов, а также поддержка трансфера технологий.

Таким образом, государство определило для себя роль инициатора и координатора развития цифровой экономики, которое имеет возможность направить свои усилия на трансформацию крупных предприятий страны, внедрение цифровых технологий в промышленность, а также на создание соответствующей экосистемы.

Одним из необходимых условий перехода от сырьевой модели экономического развития к инновационной, является доступность информационно-коммуникационных технологий и услуг для всех граждан страны. Как свидетельствует мировая практика [4], отрасль ИКТ, представляя собой перспективный рынок, сопоставимый по своим мировым объемам с традиционными рынками «индустриальной экономики» (сталь, тяжелое машиностроение и т.п.), и растущий при этом более высокими темпами, является необходимым условием экономического подъема страны.

Сегодня одной из задач отечественной экономики в целом, и металлургии в частности, является ее цифровизация - объединение современных информационно-коммуникационных технологий с производственным оборудованием и средствами автоматизации, направленное на организацию и контроль всей цепи создания стоимости на протяжении всего производственного цикла продуктов и услуг.

В результате цифровизации развитие промышленности сопровождается качественными преобразованиями, ростом производительности труда, оптимизацией структуры затрат, распространением сетевых технологий. Цифровизация металлургической отрасли предполагает продвижение на предприятиях отрасли цифровых технологий, привлечение соответствующих специалистов, повышение доступности специальных программных средств, внедрение и развитие CRM- (Customer Relationship Management, то есть «управление взаимоотношениями с клиентами»), ERP-(Enterprise Resource Planning – «планирование ресурсов предприятия»), SCM-(supply chain management – «управление цепочками поставок») систем, баз данных, вычислительных мощностей, распространение технологии «облачных» сервисов и др. Как следствие цифровизации, ожидаемые изменения в отрасли могут характеризоваться повышением производительности труда, эффективности производства и реализации продукции, снижением издержек, ростом инновационной активности и улучшением качества конечной продукции [5].

При этом следует делать различия между цифровизацией и автоматизацией. Автоматизация нацелена на освобождение человека от рутинных операций, оставляя ему больше времени на анализ и принятие решений. Цифровизация предполагает следующий шаг – анализ и принятие решений машинами, сужение до предела участия человека в производстве и минимизацию человеческого фактора. Автоматизация – одна из целей цифровизации или начальная стадия цифровизации, составляющая нижнего уровня.

Цифровизация и интеграция технологических, производственных и бизнес-процессов по вертикали в рамках всего предприятия, начиная от разработки продуктов и закупок и заканчивая производством, логистикой и обслуживанием в процессе эксплуатации является основой формирования концепции «Индустрия 4.0», которую также называют концепцией «Умного производства» (Smart Manufacturing). При этом горизонтальная интеграция цифрового предприятия выходит за рамки внутренних операций и охватывает поставщиков, потребителей и всех ключевых партнеров по цепочке создания стоимости. Все это вместе взятое поддерживается соответствующей интегральной цифровой платформой (под которой понимается автоматизированная информационная система, использующая всю необходимую совокупность данных, моделей, алгоритмов, методов и средств) и вместе со всей «цепочкой» составляет экосистему цифрового предприятия [6].

Передовые производственные технологии умного производства в первую очередь включают в себя:

- промышленный интернет вещей (IIoT- Industrial Internet of Things) (датчики и оборудование на производстве объединены в одну сеть иерархической структурой и подчинены единой системе управления производством);

- информационные системы управления производством и предприятием

- виртуальная и дополненная реальность (применима для различных целей, в т.ч. при выборе частей различных конструкций на складе, отображении инструкций по ремонту и обслуживанию оборудования и т.д.);

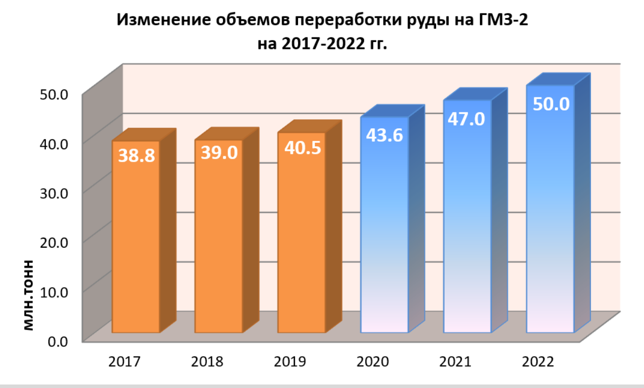


Рис. 1. Изменение объемов годовой переработки руды на ГМЗ-2 в 2017-2022 гг.

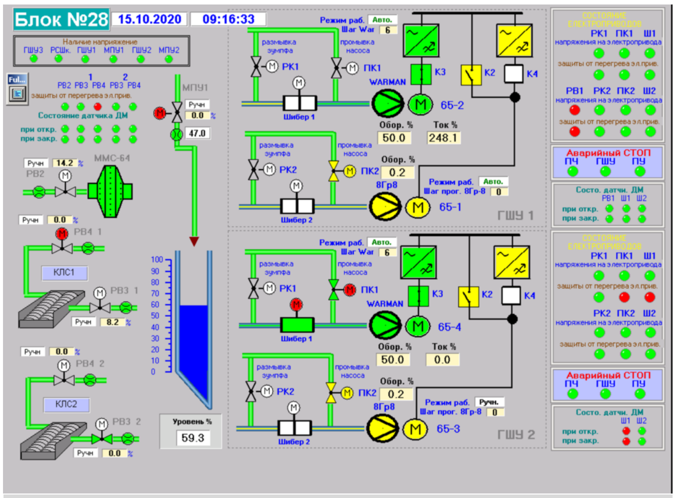


Рис.2. Технологическая схема мельничного блока № 28

- большие данные (BIG DATA) и бизнес аналитика (аналитика, основанная на работе с большим объемом данных, что позволяет оптимизировать качество продукции, экономить энергию и повысить работоспособность оборудования);

- «облачные технологии» (применяются ведущими компаниями при решении многих задач, в частности, в программном обеспечении своей производственной деятельности и т.д.). Необходимость обработки больших баз данных требует дальнейшего совершенствования «облачных сервисов »;

- автономные роботы (т.е. гибкие и функционально независимые);

- горизонтальная и вертикальная интеграция систем (организация тесного взаимодействия как на различных уровнях внутри предприятия, так и между предприятиями- партнерами по производственному циклу);

- информационная безопасность (защищенный доступ, надежная связь, полный контроль доступа к сетям управления);

- аддитивное производство (освоение в промышленности аддитивных технологий, в т.ч. применение 3D-печати для прототипирования и производства отдельных деталей);

- цифровое проектирование и компьютерное моделирование, являющееся одним из базовых направлений реализации концепции «Индустрия-4.0», которое будет активно применяться в производственных процессах, в том числе путем использования актуальных данных, получаемых с помощью виртуальной модели окружающего физического мира;

- экспертные системы и искусственный интеллект.

В Государственном предприятии «Навоийский горно-металлургический комбинат» планомерно ведутся работы по внедрению и развитию информационно-коммуникационных технологий. Ежегодно утверждаются на высшем уровне и успешно реализуются проекты по модернизации и развитию информационно-коммуникационной среды комбината, внедрению современных систем управления техно-

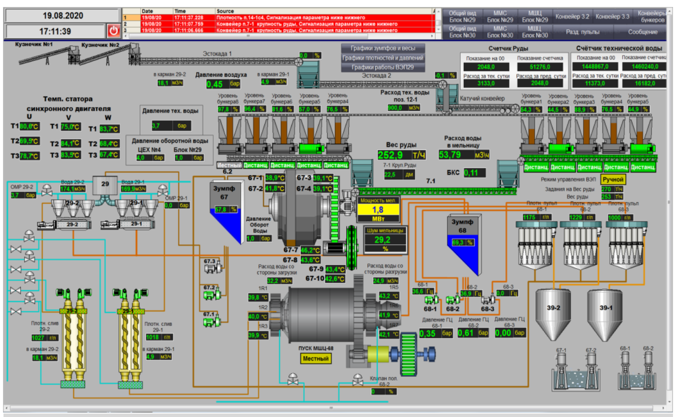


Рис.3. Технологическая схема мельничного блока № 29

Таблица 1

Перечень контролируемых дискретных сигналов на мельничных блоках

№ п/п	Блок № 28	Блок № 29
1	Состояние (вкл/выкл/авария) клапана подачи воды ММС, ОМР, МЩЦ, КСП	Состояние (вкл/выкл/авария) клапана подачи воды ММС, ОМР, МЩЦ, КСП
2	Состояние (вкл/выкл/авария) насоса №1, №2,№3	Состояние (вкл/выкл/авария) насоса №1, №2,№3
3	Режим работы МЩЦ, ММС, ПЧ-1, ПЧ-2 (местный/дистанционный)	Режим работы МЩЦ, ММС, ПЧ-1, ПЧ-2 (местный/дистанционный)
4	Состояние (вкл/выкл/авария) вибропитателя №1-2, №1-3, №1-4	Состояние (вкл/выкл/авария) вибропитателя №1-2, №1-3, №1-4
5	Состояние (вкл/выкл/авария) двигателя КСП 1-1, КСП 1-2, КСП 2-1, КСП 2-2	Состояние (вкл/выкл/авария) двигателя КСП 1-1, КСП 1-2, КСП 2-1, КСП 2-2
6		Аварийная сигнализация по давлению масла на выходе
7		Аварийная сигнализация по отсутствию смазки двигателя насосов
8		Аварийная сигнализация по готовности насосов гидроподпор
9		Состояние давления смазки гидроподпоров №1-1, №1-2, №2-1, №2-2 (на 15-й /29-й секунде)
10		Аварийная сигнализация по готовности подшипника насоса
11		Аварийная сигнализация по устройству плавного пуска
12		Состояние давления смазки венца (на 10-й /29-й секунде)
13		Сигнализация обрыва аналоговых датчиков состояния смазки подшипника двигателя
14		Сигнализация обрыва аналоговых датчиков состояния смазки гидроподпора
15		Сигнализация обрыва аналоговых датчиков состояния смазки венца
16		Сигнализация обрыва аналоговых датчиков состояния смазки зубчатого венца
17		Сигнализация ошибки коммутатора А2
18		Состояние высоковольтного включателя QF5
19		Сигнализация устройства плавного пуска (авария/работа/готов)

Таблица 2

Перечень контролируемых дискретных сигналов на мельничных блоках

№ п/п	Блок № 28	Блок № 29
1	Расход воды ОМР 1, 2, Зумпф ММС, ММС, Зумпф МЩЦ, МЩЦ,	Расход воды ОМР 1, 2, Зумпф ММС, ММС, Зумпф МЩЦ, МЩЦ,
2	Расход воды в карман КСП 1, КСП 2	Расход воды в карман КСП 1, КСП 2
3	Расход воды со стороны загрузки ММС	Расход воды со стороны загрузки ММС
4	Мощность МЩЦ, ММС	Мощность МЩЦ, ММС
5	Уровень бункер 1-1,1-2,1-3, 1-4, 2-10	Уровень бункер 1-1,1-2,1-3, 1-4, 2-10
6	Уровень течки ММС	Уровень течки ММС
7	Уровень зумпф МЩЦ	Уровень зумпф МЩЦ
8	Давление ГЦУ насоса 1, 2, 3	Давление ГЦУ насоса 1, 2, 3
9	Давление нагнетателя насоса 1, 2, 3	Давление нагнетателя насоса 1, 2, 3
10	Давление подачи воды ММС, ОМР 1, 2	Давление подачи воды ММС, ОМР 1, 2
11	Давление воды ОМР 1, 2	Давление воды ОМР 1, 2
12	Плотность пульпы насоса 4, 5	Плотность пульпы насоса 4, 5
13	Плотность клапана подачи воды ММС	Плотность клапана подачи воды ММС
14	Плотность ГЦУ насоса 3	Плотность ГЦУ насоса 3
15	Плотность слива КСП 1, 2	Плотность слива КСП 1, 2
16	Плотность 1с4, 2с4, 4а5, 5а5, 6а5	Плотность 1с4, 2с4, 4а5, 5а5, 6а5
17	Задание управления ВЕП	Задание управления ВЕП
18	Забивка телеги	Забивка телеги
19	Клапан подачи воды МЩЦ	Клапан подачи воды МЩЦ
20	Уровень приямок 3, 36	Уровень приямок 3, 36
21	Вес руды	Вес руды
22	Крупность руды	Крупность руды
23	Шум мельницы ММС	Шум мельницы ММС
24		Температура масла со стороны загрузки 8
25		Температура масла в маслобаке системы смазки зубчатого венца
26		Температура расходного бака БК41 система смазки зубчатого венца
27		Температура смазки подшипника двигателя в маслобаке ВК51 системы смазки зубчатого венца
28		Температура масла со стороны разгрузки 5, 6, 7, 8
29		Температура масла привода шестерни 9
30		Температура масла на выходе из бака
31		Температура обмотки статора фаза U, V, W
32		Температура обмотки статора резерв фаза U, V, W
33		Температура Подшипника Смазка Двигателя Со стороны Разгрузки 113,114, 115, 116
34		Температура подшипника со стороны загрузки 3, 4
35		Температура подшипника Приводной шестерни со стороны загрузки/разгрузки
36		Температура сердечника статора фаза 101, 105, 109
37		Температура Эл двигателя на выходе БК52
38		Температура воды на входе бака БК13, БК14
39		Температура воды на входе/выходе Вода охладителе 2
40		Давление гидроподпор 1-1 вр211, вр212, вр221, вр222
41		Давление масла на выходе из системы смазки зубчатого венца, подшипников двигателя, подшипников гидроподпора.
42		Уровень масла в насосных установках смазки зубчатого венца, в резервуаре расходном, в отсеке 3 и 4 бака-отстойника Система Жидкой Смазки,
43		Датчик уровня БЛ51
44		Расход воды ОМР 1, 2, Зумпф ММС, ММС, Зумпф МЩЦ, МЩЦ,

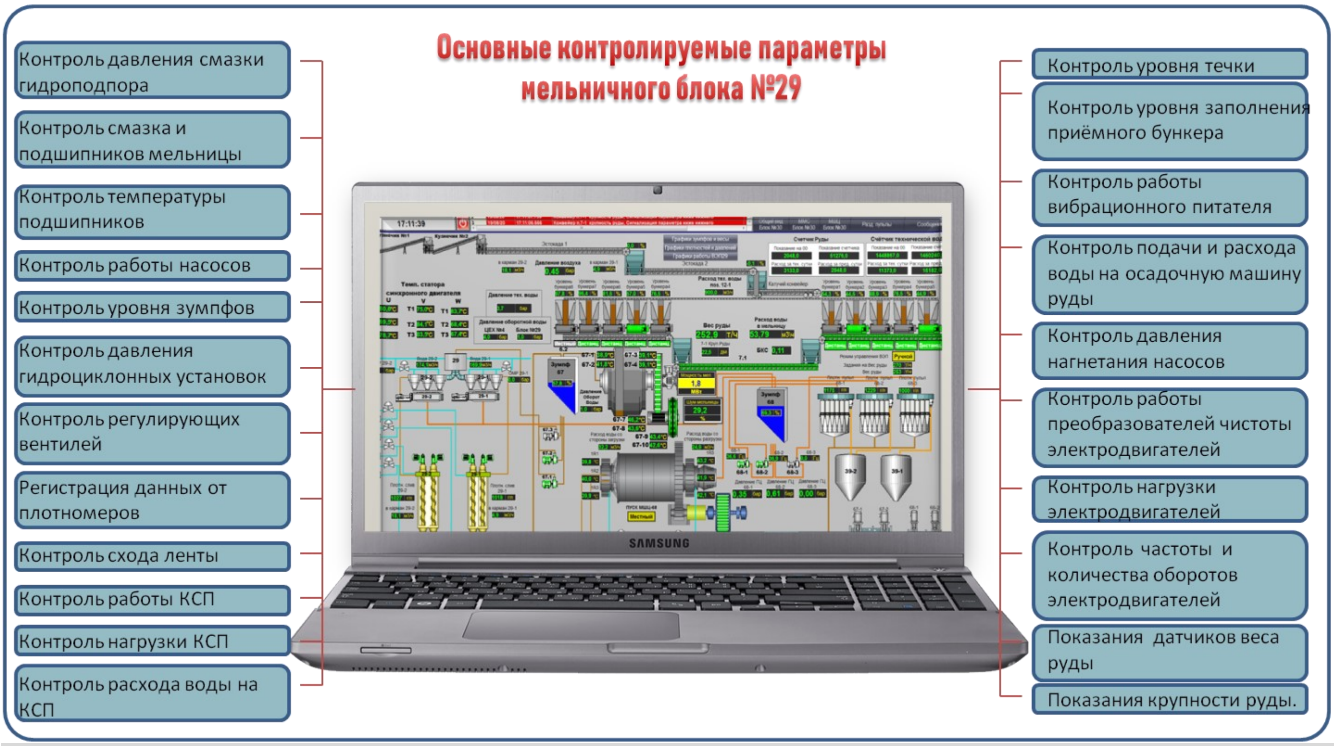


Рис.2. Основные контролируемые параметры мельничного блока № 29

логическими процессами, переводу основных магистральных и иных линий связи на волоконно-оптические, а также внедрению международных стандартов финансовой отчетности и пр.

Придание вышеуказанным проектам статуса общегосударственного значения, призвано стимулировать развитие телекоммуникационной инфраструктуры на уровне мировых стандартов, повысить статус и конкурентоспособность предприятия и максимизировать сопутствующий социально-экономический эффект посредством внедрения и популяризации использования ИКТ продуктов и сервисов, инновационных и высокотехнологичных разработок.

10.10.2020 г. руководством комбината утверждена Программа по цифровой трансформации НГМК на 2020-2022 гг. на 307,6 *млрд.сум*. Программой предусматривается внедрение цифровых технологий в управленческие и производственные процессы, модернизация компьютерной и телекоммуникационной инфраструктуры, а также обучение и переподготовка сотрудников по цифровым технологиям. Реализация Программы позволит цифровизировать практически все сферы интересов комбината: это трансформация бухгалтерского, кадрового, складского учета и переход на международные стандарты финансовой отчетности, внедрение digital-технологий в горно-геологические, маркшейдерские, конструкторские и транспортные службы, а также создание целого цифрового гидрометаллургического завода.

В Центральном Рудоуправлении НГМК уже ведутся работы по строительству мельничных блоков №№29-32 на Гидрометаллургическом заводе №2. Строительство каждого из 4-х мельничных блоков позволит увеличить объем годовой переработки руды на заводе примерно на 2,5 млн.тонн и к концу 2022 года достичь показателя в 50 млн.тонн. На рис.1 представлено изменение показателя годовой переработки руды на ГМЗ-2 в 2017-2022 гг.

Мельничные блоки включают в себя процесс измельчения руды первой стадии на мельнице ММС с дальнейшей классификацией измельченного продукта на классификаторах КСП и гидроциклонных установках ГЦУ. Доизмельчение песков классификации производится на второй стадии измельчения мельницей МШЦ.

Функции, которые должны выполняться в процессе эксплуатации системы:

Учёт наработки оборудования мельничного блока;

Автоматический запуск по программе мельниц ММС и МШЦ совместно с маслостанциями;

Удаленный запуск насосов первой и второй стадии;

Визуализация основных технологических параметров, параметров работы оборудования;

Архивация данных.

Для наглядности приведем сравнение по уровню автоматизации мельничные блоки №28 и №29. В первую очередь, сама технологическая схема мельничных блоков разительно отличаются друг от друга. (Рис. 2, 3).

Различаются наименование и количество контролируемых дискретных и аналоговых сигналов. На мельничном блоке №28 перечень дискретных сигналов состоит из 5 наименований, на мельничном блоке №29 их в пять раз больше (табл. 1.).

На мельничном блоке №29 можно контролировать следующие параметры (рис.2).

Таким образом, увеличение количества контролируемых параметров, обеспечило повышение качества управления технологическим процессом, росту производительности труда операторов мельничного блока и сокращения производственных затрат, увеличение производительности самих мельничных блоков и создало условия для перехода на дистанционное управление производством за счет установки оборудования телематики.

Постепенное внедрение цифровых технологий на каждый передел гидрометаллургического завода позволит полностью реализовать концепцию «Индустрия 4.0» и создать первый в республике цифровой гидрометаллургический завод. На таком заводе управление всеми производственными процессами будет переведено в цифровую плоскость. У каждого станка, цеха, участка и наконец, у всей производственной и технологической цепочки появится перенесенная в цифровую плоскость модель – свое компьютерное описание. Она будет учитывать работу оборудования, персонала, его функционал и производственные связи между всеми участниками процесса. Цифровой двойник позволит предприятию реализовать в виртуальном мире любую технологию или нововведение прежде, чем это будет воплощено в реальности.

Математическая модель в деталях спрогнозирует все возможные погрешности запуска нового оборудования или полного цикла производства, избавит от неэффективных инвестиций, оптимизирует этап пуско-наладки, сократит время на реализацию проектов и задач, посчитает, где есть резервы для повышения производительности труда или установит, какой из этапов производства становится узким местом [7].

Согласно глобальному исследованию, проведенному аудиторско-консалтинговой компанией PwC [8], в стенах крупнейших промышленных и производственных компаний мира масштабная цифровая трансформация уже идет полным ходом, и металлургическая отрасль не является исключением. Компании переводят в цифровой формат важнейшие функции в рамках своей внутренней вертикальной цепочки создания стоимости, а также в рамках работы с партнерами в горизонтальной плоскости вдоль всей цепочки поставок. Кроме того, они улучшают свой портфель продуктов за счет расширения цифрового функционала и включения в портфель инновационных услуг, основанных на данных. В этой связи, можно определить ряд первостепенных задач, которые необходимо решить для успешной реализации концепции «Индустрия 4.0» в условиях Центрального Рудоуправления ГП «НГМК»:

Обязательная реализация разработанной Программы по цифровой трансформации НГМК на 2020-2022 гг.

Необходимо начинать с пилотных проектов (как, например, цифровизация мельничных блоков), но демонстрировать целостную концепцию «Индустрия 4.0». Имея под рукой доказательства на базе успешной реализации предыдущих проектов, можно заручиться поддержкой со стороны руководства и получить финансирование на более масштабные проекты. Основываясь на результатах реализованных пилотных проектов, необходимо четко сформулировать и определить перечень и количество товарно-материальных, финансовых, человеческих и прочих ресурсов. Успешность внедрения концепции «Индустрия 4.0» будет зависеть от квалификации и знаний специалистов. Необходимо заранее готовить своих или проработать возможность привлечения сторонних ИТ-специалистов.

Необходимо создать многопрофильную группу специалистов, основной работой которых станет аналитика данных, выстраивание связи с процессом принятия решений и проектированием интеллектуальных систем. На основе анализа данных можно добиться повышения качества продуктов, а также предоставить ряд новых услуг и сервисов, которые ранее были недоступны.

Необходимо создать условия для развития цифровой культуры, каждый сотрудник предприятия должен думать и действовать как представитель цифрового поколения, проявляя готовность экспериментировать с новыми технологиями и учиться новым методам работы.

Решение поставленных задач позволит создать условия для цифровой трансформации гидрометаллургического завода, наработать базу для цифровизации остальных заводов НГМК, получить неоценимый опыт внедрения современных высокоинтеллектуальных систем в реальное производство, стать ведущим предприятием республики, конкурирующим с мировыми лидерами золотодобывающей отрасли.

Библиографический список:

1.Указ Президента Республики Узбекистан от 07.02.2017 г. № УП-4947 «О Стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан» , Собрание законодательства Республики Узбекистан, 2017 г., №6, С. 223-248.

2.Послание Президента Республики Узбекистан Шавката Мирзиёева Олий Мажлису. URL: http://uza.uz/ru/posts/poslanie-prezidenta-respubliki-uzbekistan-shavkata-mirziyeev-25-01-2020

3.Указ Президента Республики Узбекистан от 05.10.2020 г. № УП-6079 «Об утверждении Стратегии «Цифровой Узбекистан -2030» и мерах по ее эффективной реализации» , URL: https://lex.uz/ru/pdfs/5031048

4.Боровков А., Бирбраер Р., Биленко П. и другие. Руководство по цифровой трансформации производственных предприятий. Autodesk, Inc. © , Москва, 2019. – URL: http://assets.fea.ru/uploads/nticenter/112019/Rukovodstvo_po_cifrovizacii_ proizvodstvennyh_predpriyatij.pdf.

5.Романова О.А., Сиротин Д.В.. Металлургический комплекс Среднего Урала в условиях развития Индустрии 4.0: Дорожная карта перепозиционирования комплекса. Журнал «Проблемы прогнозирования», 2019, №2, С. 37-50.

6.Тарасов И.В. Технологии Индустрии 4.0: Влияние на повышение производительности промышленных компаний. Журнал «Стратегические решения и риск-менеджмент», 2018, №2, С. 62-69.

7.Индустрия 4.0 – Организация производства «в цифре», Альманах «Управление производством», 2017, №2, С. 55-60. URL: http://www.up-pro.ru/

8.«Промышленность 4.0»: создание цифрового предприятия. Основные результаты исследования по металлургической отрасли. URL:www.pwc.com/industry 40

"GORNIY VESTNIK UZBEKISTANA", 2020, №4 (83) pp. 105-109

PROBLEMS OF DIGITAL TRANSFORMATION OF INDUSTRIAL FACILITIES ON THE EXAMPLE OF HYDROMETALLURGICAL PLANT № 2 OF THE CENTRAL MINING DEPARTMENT OF "NMMC"

Mustakimov O.M., *Director of the Central mining administration, Ph.D, o.mustakimov@ngmk.uz*
Saliev H. A., *Deputy Chief Information Technology Engineer*

Navoi Mining Metallurgical Combine, Navoi, Uzbekistan

***Abstract**:*

The article discusses trends in the implementation of information and communication technologies in economy, social sphere and system of governance of the Republic, features of Strategy of scientific and technological development - "Digital Uzbekistan - 2030", the digital transformation of industrial facilities on the example of a Hydrometallurgical plant №2 of Central Mining administration of the State enterprise "Navoi mining and metallurgical combine", the prospects for the introduction of the concept of industry 4.0 in production.

Keywords: *digital economy raw materials model metallurgical industry, smart production, financial reporting, socio-economic effect.*

Reference

1.Decree of the President of the Republic of Uzbekistan dated 07.02.2017 No. UP-4947 "On the Strategy of actions for the further development of the Republic of Uzbekistan" , Collection of Legislation of the Republic of Uzbekistan, 2017, No. 6, pp. 223-248.

2.Message of the President of the Republic of Uzbekistan Shavkat Mirziyoyev to the Oliy Majlis. URL: http://uza.uz/ru/posts/poslanie-prezidenta-respubliki-uzbekistan-shavkata-mirziyeev-25-01-2020

3.Decree of the President of the Republic of Uzbekistan dated 05.10.2020 No. UP-6079 "On approval of the Digital Uzbekistan-2030 Strategy and measures for its effective implementation", URL: https://lex.uz/ru/pdfs/5031048

4.Borovkov A., Birbraer R., Bilenko P. and others. Guide to the digital transformation of manufacturing enterprises. Autodesk, Inc. © , Moscow, 2019. - URL: http://assets.fea.ru/uploads/nticenter/112019/Rukovodstvo_po_cifrovizacii_ proizvodstvennyh_predpriyatij. pdf.

5.Romanova O. A., Sirotin D. V.. The metallurgical complex of the Middle Urals in the conditions of Industry 4.0 development: A roadmap for repositioning the complex. Journal "Problems of Forecasting", 2019, No. 2, pp. 37-50.

6.Tarasov I. V. Technologies of Industry 4.0: Impact on increasing the productivity of industrial companies. Journal "Strategic Decisions and Risk Management", 2018, No. 2, pp. 62-69.

7.Industry 4.0 - Organization of production "in digital form", Almanac "Production Management", 2017, No. 2, pp. 55-60. URL: http://www.up-pro.ru/

8."Industry 4.0": creating a digital enterprise. The main results of the study on the metallurgical industry. URL:www.pwc.com/industry 40.

УДК 622.3.002.5

ЮҚОРИ КУЧЛАНИШЛИ ЭЛЕКТР ТАРМОҚ ВА ТИЗИМЛАРИДА СУБГАРМОНИК ФЕРРОРЕЗОНАНС




Товбоев А.Н.,
Навоий давлат кончилик институти,
"Электр энергетикаси" кафедраси доценти, т.ф.н

Ибадуллаев М.И.,
И. Каримов номидаги Тошкент давлат техника университети "Электротехника" кафедраси профессори , т.ф.д.

Муродов Ҳ.Ш.,
Навоий давлат кончилик институти,
"Электр энергетикаси" кафедраси ассистенти

Нарзуллаев Б.Ш.,
Навоий давлат кончилик институти,
"Электр энергетикаси" кафедраси катта ўқитувчиси

Subgarmonik ferrorezonanclar elektr kuch transformatorlari, kuchlanish transformatorlari va tarqatish tarmoqlaridagi boshqa uskunalarida kuchlanish va tok tebranishlarining buzilish, transformatorning isitish, magnitostriksiyasi tufayli baland shovqini va himoya qurilmalar noto'g'ri ishlashi kabi yana-da zararli ta'sir ko'rsatishi mumkin. Ushbu maqolada yuqori kuchlanishli taqsimlanish tizimlarida o'ta kuchlanishlarni yumshatuvchi usulni topish uchun ferrorezonans o'ta kuchlanishlarga ta'sir etuvchi omillarni NKF-500 va NAMI-500 turdagi kuchlanish transformatorlari misolida o'rganilgan. Asosiy omillarga asosan, yoqish va o'chirishning fazaviy burchagi, transformator yuklamasi, parallel monotransformatorlar, bir fazali va ko'p fazali kommutatsiya jarayoni, liniya sig'imi, transformator birlamchi chulg'ami o'ramlari va kommutatsiya vaqtining davomiyligilari kiradi. Ushbu muammoning maqsadli yechimlari modellashtirish natijalari asosida aniqlanadi.

Tayanch iboralar: *Subgarmonika, asosiy garmonika, ferrorezonanc, subgarmonik ferrorezonanc, qisqa tutashuv toklari, kuchlanish transformatori, nochiziqli induktivlik, veber-amper xarakteristika, subgarmonik chastota, asosiy chastota.*

Субгармонические феррорезонансы могут иметь более вредные последствия для силовых трансформаторов, трансформаторов напряжения и другого оборудования в распределительных сетях, например искажение колебаний напряжения и тока, высокий уровень шума из-за нагрева трансформатора, магнитострикции и неисправности защитных устройств. В данной статье на примере трансформаторов напряжения типа НКФ-500 и НАМИ-500 исследуются факторы, влияющие на феррорезонансные перенапряжения с целью поиска способов снижения перенапряжений в высоковольтных распределительных сетях. К основным факторам относятся фазовый угол включения и выключения, нагрузка трансформатора, параллельные монотрансформаторы, однофазный и многофазный процесс переключения, емкость линии, обмотки первичной обмотки трансформатора и длительность времени переключения. По результатам моделирования определяются целеустремленные решения данной проблемы.

Ключевые слова: *субгармоники, основные гармоники, феррорезонанс, субгармонический феррорезонанс, токи короткого замыкания, трансформатор напряжения, нелинейная индуктивность, вебер-амперная характеристика, частота субгармоники, основная частота.*

Бугунги кунда МДҲ давлатларида 6-35 *кВ* кучланишли электр тармоқлари алоҳида нейтрал билан амалга оширилади. Ушбу тармоқлар асосан ерга қисқа туташув токлари билан ($U_{Н}$ = 35 *кВ* да 10 А; $U_{Н}$ = 10 *кВ* да 20 А; $U_{Н}$ = 6 *кВ* да 30 *А* учун), нейтрал реакторли ёки резисторли компенсациясига эга бўлади.

Изоляцияланган нейтралли тармоқларнинг асосий афзаллиги тармоқ "ер" га қисқа туташувда ҳам уларни ўзгармасдан истеъмолчиларни узоқ вақт электр энергияси билан таъминлаш қобилиятидир. Шу билан бирга асосий камчиликлардан бири электромагнит кучланиш трансформаторларининг (ТН) кейинги шикастланиши билан феррорезонанс жараёнларининг (паст ерга қисқа туташиш токлари 0,5-3,5 *А* га тенг) юзага келиш хавфидир.

Олимлар томонидан амалга оширилган амалиёт ва тадқиқотлар тажрибаси кўрсатадики, бундай тармоқларда феррорезонансли жараёнлар тармоқда "ер" га қисқа тутушув пайдо бўлиш вақтида содир бўлади (яшин қайтаргичлар, дарахт шохларига тегиши, электр узатиш линияларида фаза трослариниңг узилиши, изоляцияга шудринг томчи оқиб тушиши, айниқса ифлосланиши, баъзи коммутациялар, тармоқ сиғими ва бошқалар ўзгаришига олиб келади).

Кўпгина ҳолларда, феррорезонанс жараёнлар 17 ва 25 *Гц* частоталарида ўтади ва кучланиш трансформаторларининг бирламчи чулғам орқали ўта юқори токлар юзага келади, бу эса кучланиш трансформатори токлари учун рухсат этилган токлардан тартибли ва каттароқ бўлиб, бирламчи чулғамларнинг бир неча дақиқада қизиб кетишига олиб келади. Ишлаш жараёнида, дастлаб 2 *А* номинал ток учун мўлжалланган 35 *кВ* юқори кучланишли ҳимоялагич ишдан чиқганда икки ёки уч марта (алмаштирилгандан сўнг) куйиб кетадиган ҳолатлар мавжуд (бу кучланиш трансформаторларининг бирламчи чулғамнинг рухсат этилган токи 60 *мА* дан ошмаслигига қарамай) ва бунда кучланиш трансформаторлари шикастланади. Шундай қилиб, кучланиш трансформатори чулғами орқали рухсат этилган токлардан юқори токларнинг такрорий токлари мавжуд бўлиб, улар аста-секин ички қатламларнинг ҳаддан ташқари қизиши туфайли изоляцияни ишдан чиқишига ва кучланиш трансформаторларининг шикастланишига олиб келади [1,2,3].

110-500 *кВ* кучланишли тармоқларда феррорезонанс юзага келиши кузатилиши мумкин. Ерга мастаҳкам уланган нейтрали бўлган 110-500 кв тармоқларда феррорезонанснинг пайдо бўлишининг иккита асосий сабабини ажратиб кўрсатиш мумкин: юкламасиз шиналарни сиғимли кучланиш бўлувчи билан жиҳозланган кўп узилишли ўчиргичлар ва қисқа туташувлар билан бирга бўлмаган фазали режимлар билан ажратиш, масалан, ҳаво линияси таянч пунктидаги ёки подстанциядаги шлефи узилиши, коммутация пайтида ўчиргичнинг ишдан чиқиши бўлиши мумкин. Тўлиқ бўлмаган фазали режимларда кучланиш трансформаторининг шикастланиши биринчи навбатда 110 *кВ* кучланишли тармоқлар учун характерлидир ва куч трансформаторларининг нейтралининг ерга уланиши билан боғлиқ.

500 кв тармоқларида кучланиш трансформаторларидаги феррорезонанснинг асосий сабаби юкламасиз шиналардаги коммутация жараёнлари бўлиб, улар қуйидагилардан иборат:

1. Феррорезонанс ҳодисаларининг табиати;
2. Кучланиш трансформаторларининг математик моделлари;
3. Юкламасиз шиналардаги коммутация;
4. Экспериментал тадқиқотлар натижалари ва хулоса

Феррорезонанс режими сиғимли ички қаршилик ва чизиқли бўлмаган индуктивликка эга бўлган ЭЮК манбасини ўз ичига олган контурда пайдо бўлади. Ушбу режим квазистационар (у узоқ вақт давом етиши мумкин) ва резонансли тебранишлар ҳам асосий частотада ва ҳам 1/3 ёки 1/5 субгармоникаларда содир бўлади. Феррорезонанс режимида кучланиш трансформаторлари ЮК чулғамидаги ток сезиларли даражада ошади, бу эса унинг ҳаддан ташқари қизишига ва трансформаторнинг шикастланишига олиб келади.

Феррорезонанс ҳодисаси жуда яхши ўрганилган ва ундан ҳимоя қилиш турли ташкилий ва техник тадбирлар шаклида тақдим этилган бўлсада феррорезонансга қарши кураш бўйича техник чора-тадбирларнинг аксарияти резонанс контурида актив йўқотишларнинг доимий ёки вақтинчалик ўсишини таъминлайди. Агар бу йўқотишлар муайян кучланиш ва сиғимли қаршиликда ЭЮК манбаи томонидан таъминланиши мумкин бўлганда белгиланган қувватдан ошса, феррорезонанснинг содир бўлиш шартлари бузилади.

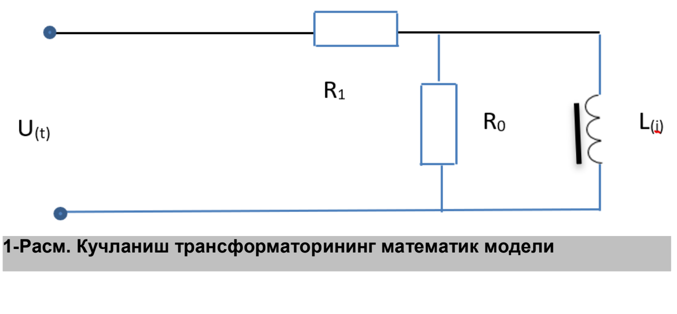
Феррорезонанснинг олдини олиш учун энг самарали чора-тадбирлар бири уларга антиресонанс хусусиятларини бериш мақсадида кучланиш трансформаторларини тузилишининг ўзгартиришдир. "НАМИ " турдаги 500 *кВ* кучланиш синфи учун "кучланиш трансформатори" антирезонанси ишлаб чиқарилган. Бундай трансформаторлар тузилиши резонанс контурида актив йўқотишларни ошириш тамойилига асосланган. кучланиш трансформаторлари магнит ўтказгичи алоҳида қалин қатламли тузилиши пўлат листлардан тайёрланган бўлади.

Бу магнит ўтказгичнинг юқори индукцияси кучланиш трансформатори тўйинган пайтда актив йўқотишлар уюрма токлари туфайли сезиларли даражада оширишни таъминлайди.

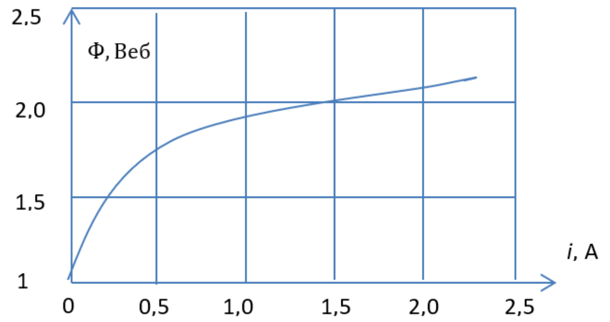
НАМИ типидаги кучланиш трансформаторларининг антирезонанс хусусиятларини ўрганиш натижалари, шу жумладан бўш шиналар ажратилганда кучланиш трансформаторларидаги жараёнларни компьютерда моделлаштириш натижалари ва амалий схемада ўтказилган НКФ ва НАМИ турларининг кучланиш трансформаторлари серияли намуналари синовлари натижалари келтирилган, бу амалий схемасининг феррорезонанс шароитида ишлашини моделлаштиради. Кўрсатилган турдаги кучланиш трансформаторлари нинг антирезонанс хусусиятларининг қиёсий характеристикаси берилган ва назорат натижаларини компьютер моделлаштириш натижалари билан таққослаш амалга оширилган.

Феррорезонанс жараёнларини ўрганишда кучланиш трансформаторининг математик моделлари асосий рол ўйнайди. НКФ типидаги кучланишли трансформатор магнит юритмада структуравий пўлатга эга эмас ва ФИК да кўрсатилган оддий алмаштириш юритмаси ёрдамида моделлаш мумкин (1-расм, 2-расм). Бу ҳолда кучланиш трансформаторларининг асосий характеристикаси унинг магнитланиш эгри чизиғи ҳисобланади (Вебер-ампер характеристикаси). Бу характеристика НКФ турдаги кучланиш трансформаторлари магнит ўзагининг геометриясига асосланиб ҳисобланди. НАМИ турдаги кучланиш трансформаторларининг математик моделида структурали пўлатнинг қалин листларида электромагнит майдон уюрма токлари (магнит сирт эффекти) туфайли листлар сиртига кўчирилишини ҳисобга олиш керак.

Конструкцион пўлат пластинкаларнинг қалинлиги 6 *мм* юза эффектини ҳисобга олиш учун қатлам қалинлиги 0,5 *мм* қатламларга бўлинади (қатламнинг симметриясини ҳисобга олган



1-Расм. Кучланиш трансформаторининг математик модели

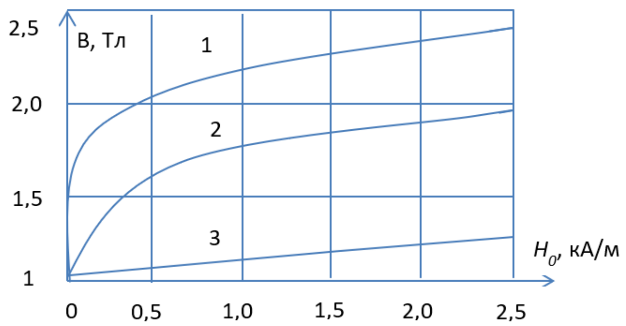


2-Расм. Кучланиш трансформаторнинг вебер-ампер характеристикаси

ҳолда фақат 6 қатлам мавжуд). Ҳар бир қатламдаги магнит оқими қатлам сиртидаги майдон кучланганлиги билан узвий боғлиқ.

Бу қарама-қаршиликни ҳисоблашлар, шунингдек, ҳар бир қатламдаги актив йўқотишларни магнит майдон кучланганлигига боғлиқлиги Максвелл тенгламаларини сонли ечиш орқали амалга оширилади.

Пўлат лист қатламларидаги ўртача индукциянинг магнит майдон кучланганлигига боғлиқлик 3-расмда келтирилган. Магнитли занжир НАМИ ни алмаштириш учун магнитли схемалар тузишда қатламларга бўлинишни ҳисобга олган ҳолда структурали пўлат лист олтита параллел ночизиқли магнит қаршиликларни ифодалайди. Бу қаршиликлар қатламларнинг магнит қаршилигидан 12 марта кам, чунки магнит ўзакда пўлат структурали олти лист бор ва ҳар бири ўртага нисбатан симметрик бўлади (ярим лист қатламларга бўлинади).

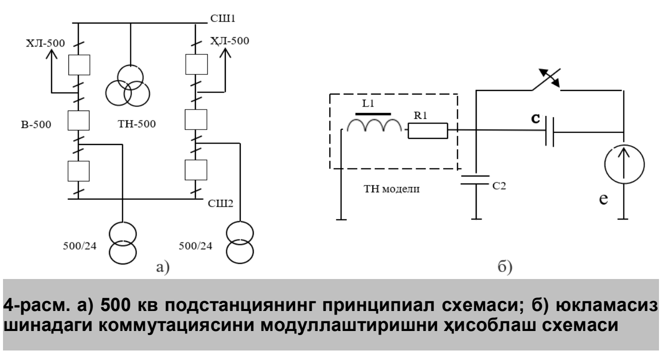


3-расм. Пўлат лист тузилишидан боғлиқ бўлган магнит индукциянинг шу лист сирти бўйича магнит майдон кучланганлигига боғлиқлик характеристикаси

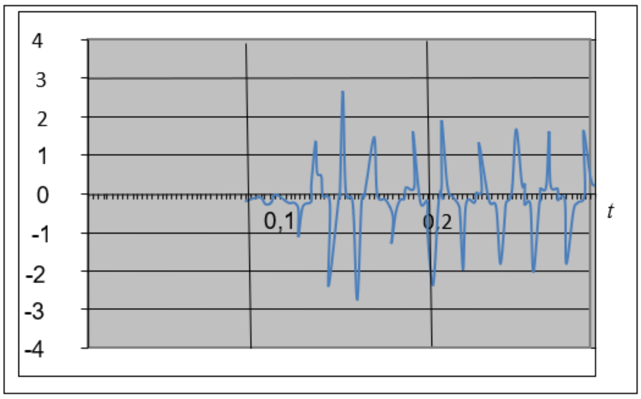
Бу боғлиқликлардан магнит майдон фақат таркибий пўлат листга чуқур 1-1.5 *мм* киришини кўриш мумкин.

Юклакмасиз шиналарда коммутация 500 *кВ* ўчиргичларнинг вазифаси жуда ажралиб туради. Замонавий ажратувчи ўчиргичлар одатда иккита, ҳам ҳаволи, ҳам элегазлидан иборат (шу жумладан хорижда ҳам, масалан, АВВ фирмаси). Ажратгич бўйича кучланишини текис тақсимлаш учун уларга параллел равишда махсус конденсаторли бўлгичлар (кучланишни сиғимли бўлувчи) уланади. Ўчиргич узилгандан сўнг ажратилган объект (шиналар тизими) узилиш жараёнида бўлувчиларнинг эквивалент сиғим орқали кучланиш манбаига уланиб қолади.

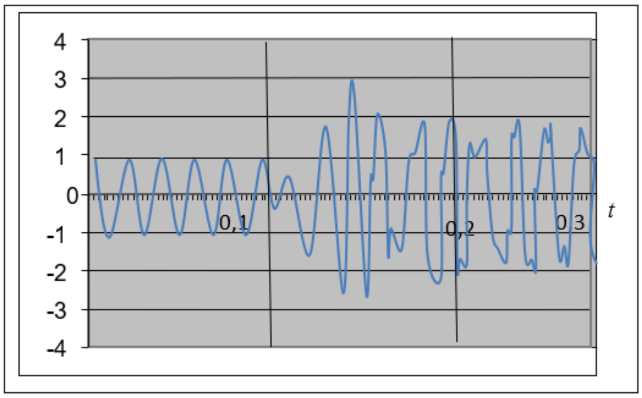
Узгич коммутацияси уланишни бутунлай узиш учун талаб қилинади. Ўчиргичларни туташтирувчи конденсаторларнинг сиғимлари шина ва унга ускуналарнинг ерга уланган сиғимлари билан биргаликда феррорезонансли контур ҳосил қилади.



4-расм. а) 500 кв подстанциянинг принципиал схемаси; б) юкламасиз шинадаги коммутациясини модуллаштиришни ҳисоблаш схемаси



а)



б)

5- расм. а) Кучланиш трансформатори ЮК чулғамининг ток бўйича осциллограммаси; б) НКФ турдаги кучланиш трансформатори юкламасиз шинадан ўчирилгандаги осциллограммаси

Тармоқларда 110-220 *кВ* шинадаги коммутация пайтида бир вақтнинг ўзида ажратувчи ўчиргичлар сони жуда кўп бўлиши мумкин.

500 кВ подстанцияларда одатда анча кам боғланишлар бўлади, бундан ташқари ОРУ-500 лар одатда 3/2 ёки 4/3 схемалар бўйича лойиҳаланади. 3/2 схема бўйича тайёрланган ОРУ-500 схемаси 4, а-расмда кетирилган. Кучланиш трансформатори СШ1 бўлимига ўрнатилади. Ушбу бўлим ўчирилганда иккита 500 *кВ* ўчиргичлари параллел равишда ўчирилади. 500 *кВ* калитларида сиғимли бўлинувчиларнинг имкониятлари калитнинг турига қараб жуда катта фарқ қилади.

ВНВ туридаги ўчиргичларнинг энг паст сиғими 330 *пФ*, ВВ туридаги ўчиргичларнинг энг юқори сиғими 550 *пФ* ни ташкил этади.

Шундай қилиб, бўлувчи ўчиргичнинг умумий эквивалент сиғими 4,а-расмда келтирилган бўлиб, у 660-1100 *пФ* бўлиши мумкин. Ерга нисбатан умумий сиғим кучланиш трансформаторларининг сиғими (124 *пФ*), барча ажратгичлар сиғими (2 х 200 *пФ*), ўчиргичлар сиғими (2х 125 *пФ*) ва шиналар сиғими (10 *пФ/м* ~ 300 *пФ*) йиғиндисига тенг, яъни сиғим 1074 *пФ* сифатида баҳоланиши мумкин. Юкламасиз шинани ўчиришда жараёнларни ўрганиш учун мўлжалланган схема 4,б-расмда келтирилган. кучланиш трансформаторларининг НКФ ва НАМИ турлари билан схемада юкламасиз шинани ўчиришнинг моделлаштириш натижалари мос равишда 5-расмларда келтирилган.

Тақсимловчи ва бўлгичларнинг сиғимлари: С1 = 1100 *пФ*, С2 = 1074 *пФ*, манба кучланиши 500/в–3 *кВ*, калит билан кучланиш трансформаторларида кучланиш максимал вақтида ўчирилади (ҳисоблаш бошидан 0,1 с).

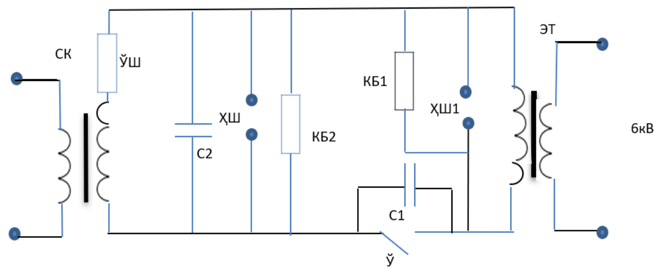
Компьютер осциллограммлари шуни кўрсатадики, бу ҳолатда НКФ туридаги кучланиш трансформаторларда барқарор феррорезонанс юзага келади, ток эса 0,73 *А* ни ташкил этади. Ушбу режимда кучланиш трансформаторлари тезда ишдан чиқади.

Амалиётда амалда ишлаб турган шина ўчиргичларининг сиғимлари нисбати 1,11/1,015 *нФ* бўлган НКФ типидаги кучланиш трансформаторларига зарар етказилганлиги маълум. НАМИ туридаги кучланиш трансформаторларига ҳам барқарор жараён, фақат 1/3 субармоникада ва сезиларли даражада паст таъсир этувчи ток билан содир бўлади. 3б-расмдаги феррорезонанс эҳтимоли (юкламасиз шинани ажратганда) иккита асосий омилга боғлиқ: манбанинг кучланиши ва ажратувчиларга ҳамда шиналар сиғимларининг катталиги ва нисбатига тенг бўлади.

НКФ турдаги кучланиш трансформаторларида бўлинувчиларнинг умумий сиғими 1 *нФ* дан ортиқ, яъни икки ёки ундан ортиқ калитли ўчиришлар бўлганда, деярли ҳар қандай сиғимида шинада асосий ёки 1/3 субгармоникада феррорезонанс содир бўлади. Асосий гармоникада ферроресонанс сезиларли даражада ҳаддан ташқари катта кучланиш айрим ҳолларда $3U_{ф.мах}$ гача ортиб кетиши юзага келади. НАМИ типидаги кучланиш трансформаторлари юкламасиз шиналардаги сиғимларнинг маълум нисбати билан алмашиниши ҳам феррорезонанс режимининг пайдо бўлишига олиб келади. Характерли хусусияти шундаки, барқарор жараён фақат 1/3 субгармоникада юз беради. Натижада токлари нисбатан кичик, масалан, ҳатто катта сиғимда С1 = С2 = 4 *нФ*, кучланиш трансформаторнинг ЮК томонидаги токнинг эффектив қиймпти $I_{эфф}$ = 0,32 *А*.

Амалий тадқиқотлар натижалари шуни кўрсатадики, НКФ-500 ва НАМИ-500 турларидаги кучланиш трансформаторлари назоратини келтирилган схемада амалга оширилса, унда ўрнатилган кучланиш трансформаторлари кўп тармоқли калитларга эга бўлган шиналар бўлими ўчирилганда подстанцияда табиий синов шароитларини моделлаштиради. Кучланиш трансформаторларини синовдан ўтказишнинг принципиал схемаси берилган (6-расм).

6-расмдаги схемада кучланиш трансформаторининг феррорезонансга синовдан ўтказиш схемаси берилган:



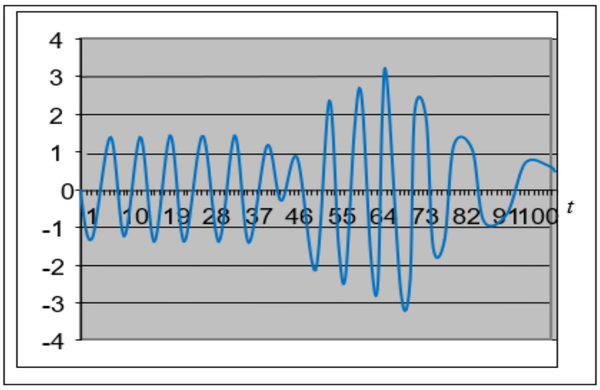
6-расм. Кучланиш трансформаторининг феррорезонансга синовдан ўтказиш схемаси

ЭТ - электр таъминоти-трансформатор каскади;
А) Ў —ўчиргич ;
В) КБ1, КБ2 - сиғимли кучланиш бўлувчи;
2. С1- ўчиргичларни шунтловчи конденсаторларнинг умумий сиғимини моделлаштирувчи конденсаторлар батареяси ДМРУ-55-0,0033У1;
3. С2- шина ва унга уланган ускунанинг сиғимини ерга моделлаштирувчи конденсаторлар батареяси ДМК-190-3,3УХЛ1,
4. СКТ - синовдан ўтказилаётган кучланиш трансформатори;
А) ЎШ - ўлчаш шкафи;
В) ХШ1, ХШ2 - ҳимоя шариклари.

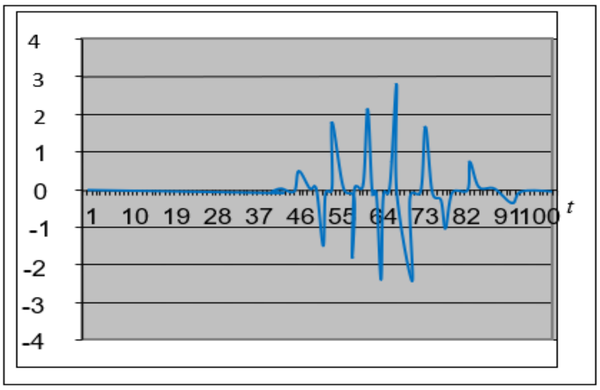
Синовлар турли занжир параметрлари учун - С1/С2: 1210/1330, 2350/2850; 3440/4280 пФ сиғимнинг коммутация фазасини (узилишини) ўзгартириш билан биргаликда сиғимлар нисбати учун амалга оширилади. Синов давомида қуйидаги хусусиятлар қайд этилган: i_m - кучланиш трансформаторларининг бирламчи чулғамидаги максимал қиймат токи; I - бирламчи ўрамдаги ҳақиқий токи; $U_{ТР}$ -кучланиш трансформатори бўйича кучланишнинг максимал қиймати.

Назорат натижалари жадвалда умумлаштирилиб, ҳар хил тажрибаларда олинган кучланиш трансформаторларининг резонанс характеристикалари кўрсатилган. 0 градусдан 80 градусгача бўлган манбадаги максимал кучланишга нисбатан ўчиргичнинг турли коммутация қийматларида олинган характеристик қийматларнинг оралиқлари кўрсатилади. Келтирилган маълумотлардан келиб чиққан ҳолда, НКФ-500 турдаги кучланиш трансформаторини синашда асосий гармоника бўйича феррорезонанс кузатилди ва НАМИ-500 ни синашда эса феррорезонанс фақат 1/3 субгармоника кузатилди.

Шу билан бирга, НКФ ва НАМИ турдаги кучланишлар трансформаторида резонанс характеристикалари сезиларли даражада фарқ қилди. НКФ турдаги кучланишлар трансформаторини синовдан ўтказишда номинал кучланишга нисбатан кучланишлар трансформаторидаги кучланишнинг сезиларли даражада ошиши кузатилди ва кучланишлар



а)



б)

7- расм. НКФ турдаги кучланиш трансформатори ўчиришдаги осциллограммаси. а) КТ даги кучланиш; б) ЮК чулғамидаги ток

Жадвал 1

Тажрибаларда олинган кучланиш трансформаторларининг резонанс характеристикалари

Схема параметрлари С1:С2, *пкФ*	Тип ТН	ТН нинг резонанс характеристикаси			Жараён характери
		i_m, А	I, *А*	$U_{тр}$, *кВ*	
1-серия 1210:1350	НКФ-500	2,4-2,6	0,78-0,92	795-820	50 *Гц* да феррорезонанс
	НАМИ-500	0,16-0,22	0,05-0,06	440-500	16,6 *Гц* да феррорезонанс
2-серия 2350:2870	НКФ-500	1,8-2,2	0,44-0,70	600-670	50 Гц да нодаврий, турғун бўлмаган феррорезонанс
	НАМИ-500	0,32-0,40	0,12-0,14	440-480	0,02-0,03 секунд давомида 16,6 *Гц* да нодаврий, турғун бўлмаган феррорезонанс
3-серия 3440:4300	НАМИ-500	0,55	0,22-0,23	480	50 *Гц* да Феррорезонанс

трансформатори чулғамларидаги ток қиймати рухсат этилган қийматдан сезиларли даражада ошди. тажрибада НАМИ типли кучланишлар трансформаторидаги кучланиш, аксинча, номинал кучланишдан бир оз фарқ қилди ва кучланиш трансформаторлари чулғмидаги токнинг эффектив қиймати нисбатан кичик бўлади. Ўчиргич орқали сиғим нисбати 1210/1335 *пФ* билан ўчирилганда олинган НКФ ва НАМИ жараёнларининг одатий экспериментал осцилограммалари кўрсатилган (7, 8-расм). НКФ билан ўтказилган экспериментда ("7" расм) ҳимоя шариклари (ЗШ1) бир лаҳзада 0,2 секундда манбадаги кучланишнинг кўтарилишидан ҳаракати кузатилади. Бу пайтгача эса кучланиш трансформаторларида аниқ феррорезонанс содир бўлган бўлади.

Амалий тадқиқотларда осциллограммалар компьютердаги моделлаштириш натижалари билан айнан мос келади (7-расм), бу ишлатилган математик моделларнинг етарлилигини кўрсатади. Экспериментдаги ва ҳисобланган маълумотлар орасидаги фарқ 6-8 % дан ошмайди. Ҳисоблаш натижалари ва экспериментал маълумотлар ўртасидаги баъзи бир фарқлар фақат экспериментларнинг иккинчи сериясида олинган, бу ерда барқарор феррорезонанс жараёни кузатилмайди.

Бунинг сабаби қўшимча ҳисобга олинмаган йўқотишлар ёки синов жараёнида тасодифий нуқсон бўлиши мумкин.

Хулоса

НАМИ турдаги кучланиш трансформаторлардан фойдаланиш 500 кв тармоқларида феррорезонанснинг олдини олиш учун жуда самарали тадбир ҳисобланади. Тадқиқот натижалари шуни кўрсатмоқдаки, НАМИ турдаги кучланиш трансформаторлардан иборат бўлган схемаларида юкламасиз шиналар ўчирилганда фақат 1/3 (16.7 *Гц*) да субгармоник ферроресонанс юзага келиши мумкин.

Феррорезонанснинг 1/3 субгармонида юзага келиш имкониятини ҳисобга олиб, қўллаш учун жуда муҳим характеристика феррорезонанс режимида НАМИ турдаги кучланиш трансформаторларининг бирламчи ўрамидаги токнинг рухсат этилган қийматининг ушбу режимдаги давомийлигига боғлиқлиги бўлиши мумкин. Ушбу характеристикани экспериментда аниқлаш ёки ҳисоблаш вазифаси НАМИ турдаги кучланиш трансформаторларнинг антирезонанс хусусиятларини текшириш асосий мақсад бўлиш керак.

Библиографик руйхат :

1.Ibadullaev, M.I., Tovbaev, A.N., Esenbekov, A.Z. Self-oscillations at the frequency of subharmonics in nonlinear electric chains and systemsInternational Scientific Conference “Construction and Architecture: Theory and Practice for the Innovation Development” https://www.e3s-conferences.org/articles/e3sconf/pdf/2019/65/e3sconf_rses2019_01054.p

2.Rakhmonov, I.U., Tovbaev, A.N., Nematov, L.A., Sh Alibekova, T.Development of forecasted values of specific norms for the issues of produced products in industrial enterprises/ Journal of Physics: Conference Series 1515(2),022050/ 2020, https://www.e3s-conferences.org/articles/e3sconf/abs/2019/65/e3sconf_rses2019_01054/e3sconf_rses2019_01054.html

3.Tovboev, A., Ibodulaev, M., Baranova, M., Grishina, I.Analysis of autoparametric oscillations in three-phase electro-ferromagnetic circuits. IOP Conference Series: Materials Science and Engineering 2020. .862(6),062041 p.

УДК 621.315

INTELLIGENCE DEVICES FOR MONITORING AND CONTROL OF ENERGY EFFICIENCY OF ENTERPRICES

In the presented article discussed development of information software and intelligent measurement systems for the management and control of energy efficiency, demand for energy efficiency growing intelligent energy metering and monitoring systems are being developed, and new opportunities, opening up for assessing of energy efficiency of an enterprise.

Keywords: *Electricity, smart system, energy saving, cloud technology, energy measurement, energy audit, monitoring system, remote control.*

В представленной статье обсуждается разработка информационного программного обеспечения и интеллектуальных систем измерения для управления и контроля энергоэффективности, спрос на энергоэффективность, развитие интеллектуальных систем измерения и мониторинга энергии, а также новые возможности, открывающиеся для оценки энергоэффективности предприятие.

Ключевые слова: *Электричество, интеллектуальная система, энергосбережение, облачные технологии, измерение энергии, энергоаудит, система мониторинга, дистанционное управление.*

Mirzoyev N.N.,
The senior teacher of Department of Energy Audit, Bukhara Engineering Technological Institute

Makhmudov M.I.,
The head of department "Energy Audit", Bukhara Engineering Technological Institute

Introduction

The demand for energy efficiency in manufacturing plants is growing. Intelligent energy metering and monitoring systems are being developed, and new opportunities are opening up for assessing energy efficiency and energy efficiency of an enterprise. Meanwhile, advanced modern solutions in this area in combination with software allow not only transmitting accurate data about each unit of energy consumption (from a specific device to all production lines and workshops), but also can warn of malfunctions about operation of electrical equipment and devices and, thus way, to notify in advance about possible failures and shutdowns [1-2].

Traditional electricity metering and monitoring systems include meters that directly receive information about electricity consumption, as well as data transmission elements and their subsequent transfer to main power plant with the possibility of computer processing. The disadvantages of such a system are that there are many meters, data transmission devices, programmers and software manufacturers on market that are trying to "adapt" their products for integrator companies. Sometimes it happens that the protocols are incompatible with each other, and the drivers require separate software, and so on. All of this takes time and, most importantly, resources, that client must pay for. Scientific work is underway to eliminate such cases. More and more solutions appear on the market, which differ in their completeness. Software and hardware produced by one company reduces the risk of incorrect connection [3-4].

One of the means of increasing energy efficiency is organization of a system for constant monitoring of electricity consumption in shops and production premises of the enterprise, taking into account production indicators and climatic factors, as well as warnings about possible equipment malfunctions and thus make a possible forecast [1].

MATERIALS AND METHODS

The implementation of such a system requires special equipment and control algorithms that allow a comprehensive study of the energy saving process, which allows developing measures to reduce wasteful energy consumption [2].

The proposed metering and control system is designed for continuous measurement of the parameters of power grid and electricity.

Measurements and calculations are carried out for the purpose of subsequent analysis and making changes aimed at reducing energy consumption.

The device measures the following parameters [4]:
1. Voltage, V;
2. Current, A;
3. Active power, P;
4. Active energy, W;
4. Reactive power, Q;
5. Reactive energy, Wh;
6. Power factor, φ;
7. Frequency, f;
8. Temperature, °C.

Communication with the accounting system is carried out via a wireless Wi-Fi nets of the accounting system transfers collected data to Cloud server for further analysis and visualization [4].

It is believed, that an intelligent system designed for electricity metering and monitoring has following capabilities (hereinafter referred to as a device) [5-7]:

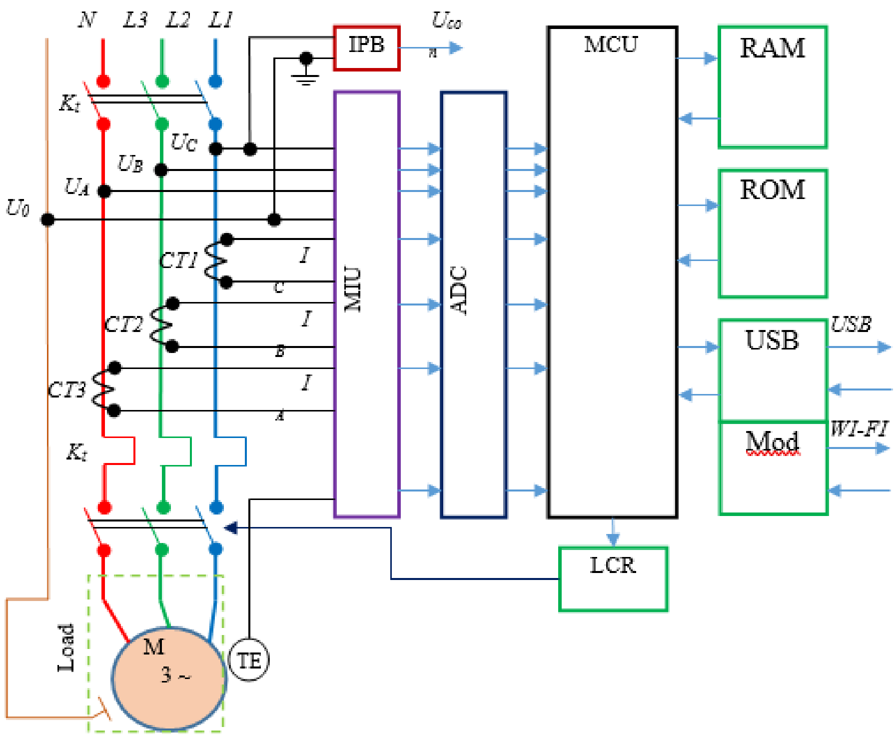


Fig.1. Block diagram of an intelligent power metering and control system

1. Reducing a cost of paying for electricity due to automatic control of equipment operation and proper planning of maximum load. Efficiency is achieved through rational use of electricity and reduction of inefficient losses;

2. Reducing maintenance and repair costs due to early warning of equipment operation and failure;

3. Increasing a productivity of personnel through remote monitoring of equipment operation (on / off, failure of electrical equipment));

4. Help to internal automated weekly / monthly / quarterly reports, it is possible to identify "invisible" losses and non-energy costs as a result of complete metering and analysis of electricity;

5. Allows to optimize power consumption and control strategies [3, 4].

The proposed device includes the following main elements (Fig. 1): measurement and interface unit (MIU), analog-to-digital converter (ADC), microcontroller (MCU), Random Access Memory (RAM), Read-only memory (ROM), Universal Serial Bus (USB), WI-FI modem (Mod), load control relay (LCR), current transformers (CT), temperature sensor (TE), impulse power block (IPB) [4].

Current signals are converted into voltage signals using current transformers and resistors. These signals are fed to the ADC inputs where they are digitized and transferred to the MCU synchronous serial port. What are the arithmetic mean values of the currents and voltages of the MCU, full, active, reactive power.

Calculates the power factor and power consumption as well as a angles and frequencies of the fundamental harmonics of voltage signals.

To calculate the rms voltage for each voltage circuit, use the next equation [5]:

$$U_f = K_{kU}\frac{\sqrt{\sum_{i=1}^{n} U_i^2}}{n} \quad (1)$$

where K_{kU} is calibration factor for measured phase (entered during calibration);

i - the value of current sample;

n - the number of samples;

U_i- typical value of voltage i, V.

The following formula is used to calculate the rms current for each phase of the current [5]:

$$I_f = K_{kI}\frac{\sqrt{\sum_{i=1}^{n} I_i^2}}{n} \quad (2)$$

where K_{kI} is the calibration factor for the phase (entered during calibration);

i - the value of the current sample;

n - the number of samples;

Ii- typical value of current, A.

The active power in each phase is calculated using the following formula [5]:

$$P_f = K_{kU}\cdot K_{kI}\frac{\sqrt{\sum_{i=1}^{n} U_i I_i}}{n} \quad (3)$$

The total active power is determined by the following equation [5]:

$$P_\Sigma = P_{fA} + P_{fB} + P_{fC} \quad (4)$$

Here P_{fA}, P_{fB}, P_{fC} - active power for each phase.

The apparent power in each phase of a three-phase network is calculated according to the following equation [5]:

$$S_f = I_f \cdot U_f \quad (5)$$

Where *If* is the root-mean-square value of the current in the corresponding phase, determined by the formula (2), *A*; *Uf* is the value of the square root of the corresponding phase, determined by the formula (1), *V*.

The total total power is determined by the following equation [5]:

$$S_\Sigma = S_{fA} + S_{fB} + S_{fC} \quad (6)$$

Where S_{fA}, S_{fB}, S_{fC} is the total power of each phase, determined by the equation (5), VA.

The reactive power for each phase is determined by next equation [5]:

$$Q_f = \sqrt{S_f^2 - P_f^2} \quad (7)$$

Where S_f is the total power in each phase, determined by the formula (5), VA; .

P_f - active power in each phase, determined by equation (4), W.

The total reactive power is determined by the following formula [5]:

$$Q_\Sigma = Q_{fA} + Q_{fB} + Q_{fC} \quad (8)$$

here Q_{fA}, Q_{fB}, Q_{fC} - reactive power in each phase, VAr, determined by the equation (7).

Specific energy dissipation in a three-phase circuit is calculated using the following equation [6]:

$$A = R_{fA}\cdot I_{fA}^2 + R_{fB}\cdot I_{fB}^2 + R_{fC}\cdot I_{fC}^2 \quad (9)$$

Where I_{fA}, I_{fB}, I_{fC} - the current determined by the formula (2), A; R_{fA}, R_{fB}, R_{fC} - active resistance of power lines for each phase, Ohm.

Equation for determining active power factor [6]:

$$\cos\varphi_A = \frac{P_{fA}}{S_{fA}},\quad \cos\varphi_B = \frac{P_{fB}}{S_{fB}},\quad \cos\varphi_C = \frac{P_{fC}}{S_{fC}}$$

where P_{fA}, P_{fB}, P_{fC} - active power, determined by the equation (3), W; S_{fA}, S_{fB}, S_{fC} - apparent power determined by equation (5), VA.

Reactive power factors are determined by the next equation [6]:

$$\sin\varphi_A = \frac{Q_{fA}}{S_{fA}},\quad \sin\varphi_B = \frac{Q_{fB}}{S_{fB}},\quad \sin\varphi_C = \frac{Q_{fC}}{S_{fC}}$$

here Q_{fA}, Q_{fB}, Q_{fC} - reactive power, determined by the equation (7), VAr.

Active and reactive energy is calculated on the base of values of active and reactive power determined during 1 second. The current and voltage are determined by the values of the active and reactive power factors based on vector diagrams. Based on the calculation of active and reactive energy, MCU sends power consumption signals to the Universal Serial Bus (USB), from where power consumption data is sent to the cloud application or client software products.

MCU collects energy parameters and stores energy parameters in a non-volatile RAM and calculates time.

In order to reduce the cost of the product, they refused to enter and display data - devices for visualizing measurement results and a keyboard for entering data. Information about network parameters, power consumption, load temperature and user parameters is displayed on the computer or on the phone of the service personnel (power engineering) via cloud technology (WI-FI). The program interface shows the graph of power consumption, the operating state of the load, the main indicators of the calculated electricity.

For add a load to the device, the device provides a standard relay with a voltage of 80 *A*. The relay can be controlled manually (by phone or computer) and automatically (to monitor failures, performance requirements and processes).

The device is powered by a 9 *V* switching power supply (IPB).

The main characteristics of the device and range of measured values are shown in table 1 [6].

To activate the condition, must selected the data type, select the comparison symb l ">" or "<", enter the value for comparison, select the desired action.

Example: If need to turn off the LCRrelay, when the voltage exceeds 240 *V*, and turn on the relay, when the voltage returns to 230 *V*, two conditions must be applied (Figure 2):

1) U_f> 240 LCR "off",

2) U_f <230 LCR "on".

*KBR control for voltage control

The event notification feature allows you to enable the sending of emails for selected events that have occurred on the device.

Setting conditions are available in the "Conditions" section of the device web interface.

The result of the work is the formation of a report on the energy efficiency of the process of manufacturing electrical equipment (Fig. 3) [6].

Energomonitoring software technologies allow solving the problems of energy saving and increasing energy efficiency by balancing energy consumption, reducing transmission losses and optimizing energy production costs through comprehensive automation of power equipment. In addition, this system is suitable for power supply (heating and water supply networks), as well as for large enterprises producing and consuming various energy sources (natural gas, fuel oil, steam of various parameters, industrial water for various purposes, cold ammonia, process gases).

Table 1

The main characteristics of the device and range of measured values

Parameter	Value
Measurement error, no more	1%
Voltage measurement range	From 0 up 400 *V*
Single-phase current measurement	From 50 *mA* up 100 *A* (300 *A*)
Maximum power (220 *V*) at the regulated output (220 *V*)	30 *kW*
Power consumption	1,2 *Vt*
Wireless protocol	IEEE 802.11
Data refresh rate	*5 sec.*
Data collection frequency	60 hertz
Maximum time to collect data when there is no connection to the server	10 day
Specified operating temperature	From -40 ºC up +70 ºC
Dimensions UxBxK	90 x 67 x 52 *mm*
Weight	0,1 *kg*

Remoting control of electrical devices and equipment's.

Turning on, off, stopping of electrical devices and equipment's is also carried out by signals of automation (protection, blocking, logical control, regulators) and direct commands of the operator [7-13].

An important task solved with the help of automation is the protection of equipment in emergency modes and ensuring the safety of personnel.

Analysis of accidents occurring in boilers and other gas installations shows that they mainly occur during re-incineration and are caused by the so-called human factor. Blocking algorithms prohibit the execution of actions that violate the technological process, and protection algorithms prevent the development of emergency situations due to the timely cessation of power supply [14, 15].

Automatic control of equipment is carried out using protection technology, interlocks, as well as logic control and regulators. Logic control allows turning on/off equipment and mechanisms without the participation of personnel at a given time (including automatic switching on of the backup). At the same time, automatic control ensures the optimal direction of the technological process.

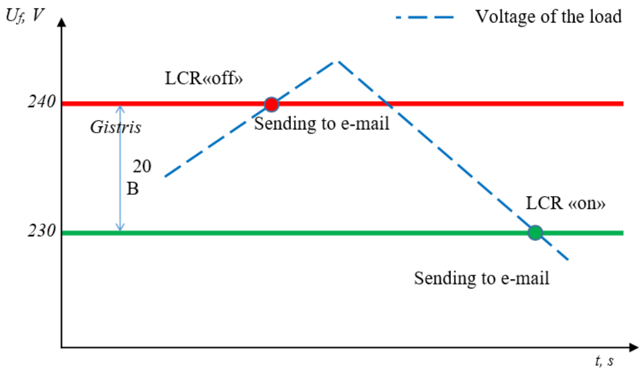


Figure 2. Block diagram of an intelligent system for metering and monitoring of power energy

Using the example of the main technological processes, we will consider how to reduce costs and losses in the consumption and distribution of energy resources.

1. Distribution to consumers. In the presence of several consumers, the distribution of energy flows between them is often made without taking into account changes in the ratio of loads during the day and during the working season. Energy efficiency can be significantly improved by constantly adjusting the distribution of energy flows. It is advisable to negotiate with a large number of consumers at several nodes, and not for each consumer. Data for the control system (flow rate, pressure, temperature of energy carriers) can be obtained from commercial and technical metering systems.

2. Computational and diagnostic processing of the values of technological parameters in pipelines and power lines at all nodes and important intermediate points helps to quickly determine:

- perforation in energy carriers;
- damage to thermal insulation;
- deposits in pipelines;
- filter clogging;
- Deviation of technological indicators of the quality of the energy carrier.

3. Using information on the transmission and distribution of energy resources, it is possible to timely and efficiently regulate, in emergency situations - to a safe level or completely stop the production of energy sources. The use of modern software and hardware for the automation of production allows the implementation of automatic control systems for complex technological equipment (boilers, compressors, turbines, etc.):

- regulators with corrective circuits;
- hierarchical waterfall managers;
- multi-parameter regulators;
- fast acting regulators (eg voltage regulators for compressors).

The maximum economic efficiency from the automation of production is achieved using algorithms for group control of power plants.

For example:

- adjustment of electric drives using frequency converters. Automated control of a group of pumps, smooth power control, automatic pump on / off;
- power control of compressors operating in a common manifold, taking into account the individual efficiency of each compressor and the current state of the operating point;
- change in the performance of boilers operating in a common header, taking into account the individual efficiency of each boiler and the current load.

It is advisable to create a unified control room for monitoring and controlling technological processes in power equipment.

The control room should have a server that provides long-term storage of the required number of workstations and technological processes, the ability to manage them, documentation and diagnostic analysis. Communication between the control room and local automation systems should be carried out via wired or wireless lines, depending on local conditions.

The creation of a single control room allows the company to perform tasks and implement processes that give it significant advantages:

- automated control of technological process parameters for all main equipment, displaying data on the operator's workstation, registering and archiving values, changing technological parameters and signaling trends;
- monitoring of the operating balance;
- optimization of load distribution between groups of equipment;
- Collecting and analyzing data from commercial and technical units of measure, identifying losses due to underreporting;
- control of actual losses at power transmission lines;

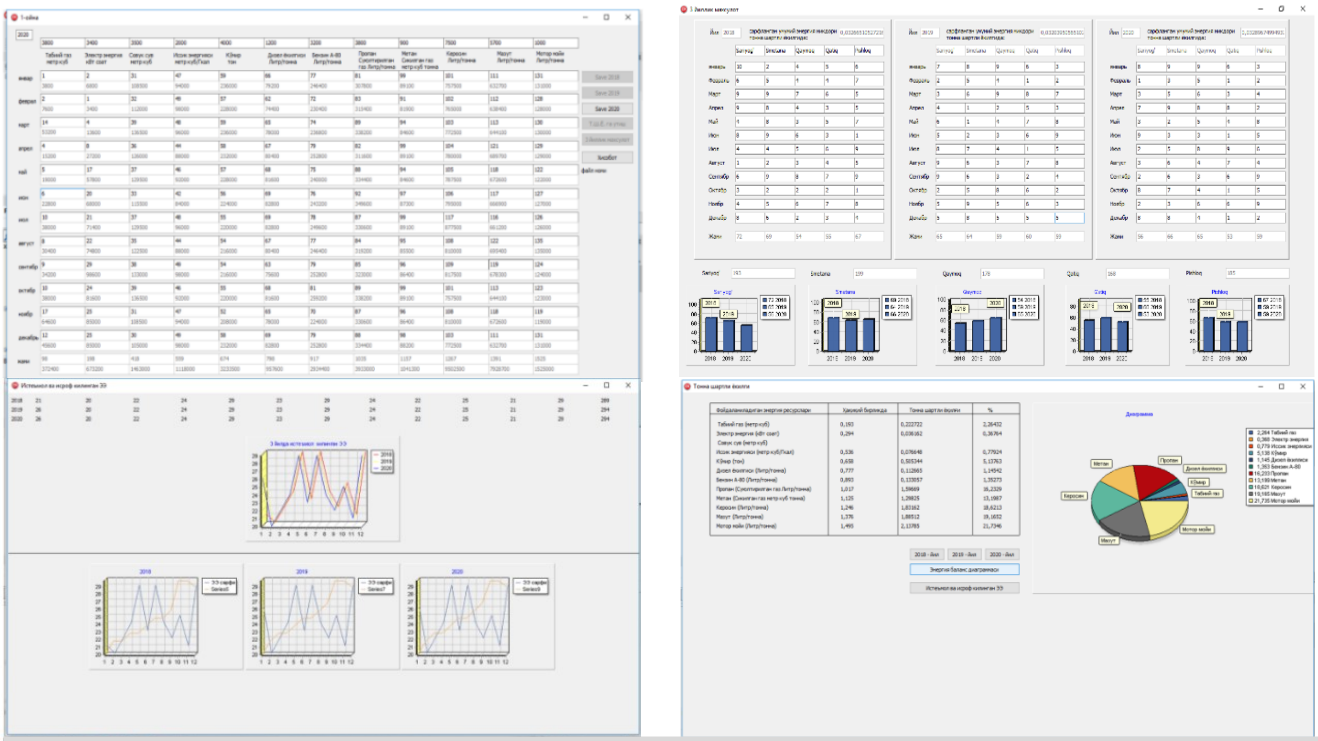


Figure 3. Automated software and information software for monitoring and managing energy efficiency

- remote and automatic regulation at the nodes of the transmission network (for example, at heat points);
- presentation of diagnostic data in real time, which allows operators and technicians to localize defects in the operation of technological equipment and automation equipment and immediately take measures to eliminate them;
- optimization of the distribution of operational and technical personnel.

The Energomonitoring software and hardware complex includes a number of technological solutions that will reduce the total cost of creating a number of automation systems:

- high noise level and wide temperature range of controllers allows avoiding the use of intermediate converters, special rooms and expensive cabinets;
- Support for distributed objects at a low cost of the input / output channel, allows you to sharply reduce the volume of installation work and cable products;
- allows you to simultaneously improve reliability and reduce the amount of redundancy in the system;
- Automation of the development process reduces the cost of design work;
- Multistage implementation technology accelerates return on investment and avoids the use of outdated tools.

RESULTS

Thanks to these solutions, the cost of implementing an automated process control system during the modernization of existing equipment is comparable to the cost of replacing the existing monitoring and control system with modern automation tools (microcontroller tuning and protection modules) with modern indicating and recording devices (sometimes even cheaper). However, the advantages of integrated automation in a single hardware and software base are undeniable.

The issues of financing and implementation of automation systems to improve energy efficiency have not been resolved. In practice, manufacturers are slow to invest in activities that reduce the price or quantity of energy sources supplied to consumers. However, well-designed and well-organized integrated automation systems often fail to account for significant economic benefits. This effect occurs in the following cases:

1. Reduce costs. The automation of equipment operation (including the automation of two-position equipment and mechanisms) and the organization of a unified control room reduce the number of personnel serving power equipment. Depending on the existing structure of operational and technical personnel, the reduction can be 15-35%.

2. Reduce the number of accidents. Working under the supervision of regulatory authorities and constant monitoring of protection will prevent serious accidents. In other words, the number of starts / stops and equipment failures due to faults is reduced. The status of transmission networks is determined using data collected by the control room. Depending on the level of automation, the cost reduction is 3-7%, even if the damage from possible accidents and destruction of equipment and structures is not taken into account.

3. Improving environmental cleanliness. Exhaust fumes and emissions are significantly reduced through constant monitoring and regulation of energy production processes.

4. Implementation of voltage regulation in electric drives of mechanisms. The introduction of the VRED will reduce energy consumption. Savings on smoke exhaust and fans account for 30 to 70 percent of the electricity consumed for the operation of these mechanisms. Savings on pumps are less, from 10 to 40%. In addition, the service life of electric motors and starting equipment is increased by reducing the starting current.

5. Energy savings through precise control of production costs. Thus, precise control of combustion processes, performed in boilers according to complex algorithms, significantly reduces combustion / combustion of fuel in temporary and basic modes. Weather and daily regulation allow the transport of cooling water and feed water to maintain temperature and prevent overheating. Group regulation of boilers and boilers as a whole will prevent individual boilers from entering the economically unloaded load zone and reduce heat losses during transportation. Regulation of heat supply by groups of consumers excludes losses associated with very strong heating for individual consumers.

CONCLUSION

Creation of an intelligent system for monitoring the energy efficiency of electrical equipment of enterprises in the form of software and hardware, the purpose of which is to reduce energy costs and extend the life of electrical equipment, thereby increasing the energy efficiency of the enterprise.

An intelligent electricity metering and monitoring system has been implemented in the primary energy control system (energy audit) of power facilities of Bukharadonmakhsulotlari JSC, Kogondonmahsulotlari JSC, Korakuldonmahsulotlari JSC, Bukharagazsanoatkurilish JSC. These measures allowed to save from 12 to 30 percent in fuel, depending on the level of automation and design of heating nets and water intake.

References:

1.Zaerko V. N., Mikhail Nikiforov, Pashkov D. V. [and others]. The principles of ASU TER // Railway transport. 2005. No. S11. pp. 23-25.

2.Cheremisin V. T., Nikiforov M. M. Sistema kontrolya i operativnogo upravleniya potrebeniem toplivno-energeticheskikh resursov [System of control and operational management of consumption of fuel and energy resources].

3.Cheremisin V. T., Zazhirko V. N., Nikiforov M. M. [et al.]. Development of a subsystem for analysis and systematization of components of electricity consumption for operational needs in the general system for monitoring electricity consumption and losses // Research of processes of interaction of railway transport objects with the environment: collection of scientific articles / OmGUPS. Omsk, 2003. pp. 174-186.

4.Nikiforov M. M., Pashkov D. V. Principles of development of automated systems for monitoring and accounting of electricity with operational management functions // Resource-saving technologies in railway transport: materials of the All-Russian Scientific and Technical Conference. conf. with intern. Krasnoyarsk: Grotesque Publishing House, 2005, pp. 50-54.

5.Lebedev V. I. Microprocessor-based electricity meters. - Moscow: DMK Press, 2017. - 196 p.

6.Siddikov I. Kh., Abdumalikov A. A., Mirzoev N. N., Amurova N. Yu., Maksudov M. T., Khonturaev I. M. Software for the study of reliability indicators and the working state of energy efficiency control and control elements. Registered computer software Agency for Intellectual Property of the Republic of Uzbekistan. DGU 08003. 27.03.2020 g N2020 0325.

7.Siddikov I.Kh. Advantages Energy Conversion Systems. Textbook on the Project " Modernization of the Curriculum in sphere of smart building engineering – Green Building (GREB) 574049-EPP-1-2016-1-IT-EPPKA2-CB" ERASMUS+ EU programs. Project web-site: https://sites.google.com/view/erasmus-greb/project-materials, web-site TUIT. https://tuit.uz/ru/energiya-taminlash-tizimlari.

8.Siddikov I.K., Sattarov Kh.A., Khujamatov Kh.E., Dekhkonov O.R. Modeling of the Processes in Magnetic Circuits of Electromagnetic Transducers // International Conf. on ISISCT -2016, Tashkent, Uzbekistan,2-4 November, 2016.

9.Siddikov I.K., Sattarov Kh.A. Khujamatov Kh.E. Modeling of the Transformation Elements of Power Sources Control // International Conf. on ISISCT - 2017, Tashkent, Uzbekistan, 2-4 November, 2017.

10.Siddikov I.K., Sattarov Kh.A., Khujamatov Kh.E., Dekhkonov O.R. Agzamova M. Modeling of Magnetic Circuits of Electromagnetic Transducers of the Three-phases Current // 2018 14th International Scientific - Technical Conference On Actual Problems of Electronic Instrument Engineering (Apeie) Proceedings. In 8 Volume Part 5 Novosibirsk 2018.

11.Siddikov I., Petrova I., Zaripova V., Lejnina Yu. Automated system for synthesis of sensors for smart cities. XXII International Scientific Conference on Advanced In Civil Engineering "CONSTRUCTION THE FORMATION OF LIVING ENVIRONMENT' Tashkent, Uzbekistan, 18-21 April, 2019 E3S Web of Conferencese ISSN: 2267-1242.

12.Azimov R. K., Siddikov I. Kh., Kurbanova M. Zh., Anarbayev M. A., Siddikov O. I., Mamatkulov A. N. Current-to-voltage converter / / Patent ruziar0490b. I. No. 6. 2014.

13.Allaev K. R., Azimov R. K., Siddikov I. Kh., Kholiddinov I. Kh., Khasanov M. Yu., Akhmedov N. Zh. Electromagnetic converter of three-phase current asymmetry to voltage / / Patent RUZ IAP 2014 0463 B. I. No. 4, 2016.

14.Allaev K. R., Azimov R. K., Siddikov I. Kh., Kholiddinov I. Kh., Khasanov M. Yu., Kodirov F. M., Mirzaeva M. M. Electromagnetic converter of three-phase current asymmetry to voltage / / Patent ruz IAP 2014 0509 B. I. No. 6, 2016.

15.Allaev K. R., Azimov R. K., Kholiddinov I. Kh., Yulchiev M. E., Borisova E. A., Amurova N. Yu. Electromagnetic converter of three-phase current asymmetry to voltage / / Patent ruz IAP 2014 0540 B. I. No. 6, 2016.

16.Allaev K. R., Azimov R. K., Kholiddinov I. Kh., Khasanov M. Yu., Akhmedov N. Zh. Electromagnetic converter of three-phase current asymmetry to voltage / / Patent ruz IAP 05383 B. I. No. 4, 2017.

НКМК ТАРИХИ МУЗЕЙИ

Холдорова С.Б.,
НКМК музейи мудири,
ТДПУ тадқиқотчиси

Навоий кон-металлургия комбинати юртимиз харитасида кенг майдонни эгаллаган, иқтисодий салоҳияти юксак, фаолият кўлами ва ишлаб чиқариш қуввати кенг, қимматбаҳо металлар қазиб олиш ва қайта ишлаш, ходимлар сони ва ижтимоий дастурларни молиялаштириш ҳажми бўйича дунёга машҳур гигант корхона ҳисобланади. Бугун республикамизда ишлаб чиқарилаётган олтин ва ураннинг асосий қисми комбинат ҳиссасига тўғри келади. Ҳозирда комбинат ўзининг Навоий, Самарқанд, Жиззах, Сурхондарё ва Хоразм вилоятлари, Қорақалпоғистон Республикасида ишлаб чиқариш тармоқларига эга. Ўтган даврда замонавий кончилар масканлари, жумладан, Навоий, Учқудуқ, Зарафшон, Нуробод ва Маржонбулоқ шаҳарлари, Зафаробод ва Заркент қўрғонлари барпо этилди.

Олтмиш йилдан зиёд улкан тараққиёт йўлига эга мазкур корхона босиб ўтган шонли йўли, тарихи ва бугуни “НКМК тарихи” музейига қўйилган экспонатларда мужассам. Унга ташриф буюрар экансиз, албатта, ўзингизни гўёки мўъжизалар маконига тушиб қолгандек ҳис этасиз. Бир-биридан завқли ва бетакрор кўргазмалар сизни корхонанинг шонли тарихига етаклайди.

Дарҳақиқат, комбинатнинг асосий бойлиги – унинг юқори малакали мутахасиссислари, салоҳиятли раҳбарлари, меҳнаткаш ишчи-ходимларидир. Жонажон комбинатда ҳам ана шундай фидоий, заҳматкаш инсонлар кўп. Улар ўзларининг фидокорона меҳнати билан эл-юртга танилиб, ҳурмат-эътибор ва давлат мукофотларига сазовор бўлиб келишмоқда. Мустақиллик йилларида комбинатнинг 4 нафар раҳбар-ходими Ўзбекистон Қаҳрамони унвонга сазовор бўлди. Бу ҳақида ҳикоя қилувчи фотокўргазма ташриф буюрувчиларнинг диққат-эътиборини тортиши табиий.

Бундан ташқари, мустақиллик йилларида 342 нафар комбинат ишчи-ходимлари давлатимизнинг турли орден-медаллари билан тақдирланганi, бу ҳақида “Эҳтиром китоби”да маълумотлар берилгани муҳим аҳамиятга эгадир.

Корхонада турли миллат ва элат вакиллари бир оила бўлиб, ягона мақсад йўлида, ўзаро дўстлик ва тотувлик билан фидокорона меҳнат қилиб келишмоқда. Комбинатнинг Ўзбекистон иқтисодиётини ривожлантириш ва экспорт қувватини кенгайтиришга қўшган ҳиссаси, шунингдек, ишлаб чиқариш ва ижтимоий соҳада эришган юқори кўрсаткичлари ҳамда минерал хом-ашё ресурсларидан оқилона фойдаланиш, замонавий технологияларни жорий қилиш, етакчи чет эл компаниялари билан ҳамкорликни йўлга қўйишдаги фаоллиги учун “Дўстлик” ордени билан мукофотланган ва бу ҳақида музейда яқиндан танишиш мумкин.

Навоий кон-металлургия комбинати 1958 йилда ташкил топган бўлиб, 2018 йилда корхонанинг 60 йиллиги кенг нишонланди. Юбилей муносабати билан Ўзбекистон Республикаси Президенти Шавкат Миромонович Мирзиёев кўпминг кишилик меҳнат жамоасига қутлов табригини йўллади. Бунда комбинат жамоаси шаънига қуйидаги сўзлар битилган: “Навоий кон-металлургия комбинатининг юксак профессионал, малакали, аҳил ва истеъдодли жамоаси кенг миқёсли вазифаларни муваффақиятли адо этишига ишонаман”.

Музейнинг иккинчи мультимедия залида мустақил Ўзбекистон ҳақида, мамлакатимиз саноатининг байроқдори бўлмиш - Навоий кон-металлургия комбинати тарихи ва бугунги фаолияти, комбинат тасарруфидаги сиҳатгоҳлар ва дам олиш масканлари ҳақида ўзбек, рус ва инглиз тилларида ажойиб ҳужжатли фильмларни катта экранда томоша қилиш имконияти мавжуд.

Шунингдек, кўргазмага қўйилган оқ-қора рангдаги фотосуратлар ва экспонатлар Қизилқум саҳросининг ўзлаштирилиши, НКМК барпо этилиш тарихи ва ривожланиш одимлари ҳақида ҳикоялар сўйлайди. Бундан ташқари, фотосуратларга муҳрланган Малик Работ ёдгорлиги, Қосим Шайх мақбараси макетлари ҳам инсон қалбига завқ бериши билан аҳамиятлидир. Тоғ-кон саноати, 2-гидрометаллургия заводи қурилиши, турли ускуналар макетлари ҳам кишини ўзига ром этади.

Юқорида таъкидланганидек, комбинат 1958 йилда Учқудуқ кони базасида уран маъданини қазиш ва қайта ишлашга оид вазифаларни бажариш мақсадида ташкил этилган. Бу йирик кон 1952 йилда Ўзбекистон геологлари томонидан топилган ва у кўҳна карвон йўлидаги учта қудуқ яқинида жойлашгани учун унга шу ном берилган. Ўтган даврда бу ҳудудда улкан қурилиш-бунёдкорлик ишлари амалга оширилди. Музейда бу ҳақида ҳам экспонатлар мавжуд.

Маълумки, комбинат тарихида илк бор 1969 йил 21 июлда вазни 11 килограмм 820 грамм бўлган биринчи олтин ёмби қуйилган. Унинг ясама макети ҳам экспонатлар қаторидан жой олган ва ташриф буюрувчиларнинг доимий қизиқишларини ошириб келмоқда.

Ўзбекистон Республикасининг Биринчи Президенти Ислом Каримовнинг қўллаб-қувватлаши ва эътибори туфайли Навоий кон-металлургия комбинати мустақиллик йилларида олтин ва уран ишлаб чиқарувчи дунёнинг ўнта етакчи компаниялари қаторидаги мавқеини сақлабгина қолмай, қудратли ва ноёб давлат корхонаси мақомига ҳам эга бўлди. Шунинг учун ҳам юксак эҳтиром билан музей кўргазмаларида Биринчи Президентимиз И.А.Каримов ҳаёти ва фаолияти ҳақидаги маълумотлар билан ҳам бойитилган.

Хуллас, музейнинг бой экспонатлари, макетлари ва фотосуратлари Қизилқум саҳросида бунёд этилган кон-металлургия саноати ривожининг муваффақиятларини ўзида ёрқин намоён этган. Шу билан бирга, кўргазмаларда ҳудудимиздаги фойдали қазилмалар, руда ва норуда хомашёлардан намуналар қўйилган бўлиб, геология ва минералогия фанларига қизиқувчилар бу ерда турли хил тоғ жинслари ва минераллар намуналари билан яқиндан танишишлари мумкин.

Иккинчи залнинг ўнг томонида эса комбинат тасарруфидаги оромгоҳлар, маданият муассасалари, кутубхоналар ва спорт иншоотлари фотосуратлари, комбинат санъаткорлари ва спортчиларининг турли нуфузли танловларда, Жаҳон, Европа, Осиё ва республика чемпионатларида қўлга киритган мукофотлари жой олган. Музей кўргазмаларида, шунингдек, “Металлург”, “Кончи”, “Зомин” сиҳатгоҳлари, “Тўдакўл” дам олиш маскани ва “Горняк” пансионатлари фаолияти акс этган фотосуратлар ҳам жой олган.

Музейнинг навбатдаги кўргазмалар зали комбинатга бағишланган бўлиб, унда комбинат тасарруфидаги гидрометаллургия заводлари ва “Мурунтов” олтин кони макетлари, бурғулаш ускунаси, заргарлик буюмларидан намуналар мавжуд. Шунингдек, бу ерда комбинатнинг юбилейлари муносабати билан турли ташкилотлардан тақдим қилинган совғалар ҳам сақланади.

Зал марказида чуқурлиги 650 метрдан ортиқ бўлган “Мурунтоғ” олтин кони макети ўрин олган. Зарафшон шаҳридан 30 километр масофада жойлашган ушбу олтин кони мамлакатимиз иқтисодиётини мустаҳкамлашда алоҳида аҳамиятга эга. Унда маъданни 270 метр баландликка етказиб берадиган Тик-қия конвейер ҳам акс этган. Йилига 14 миллион тонна рудани ташиб чиқарувчи ушбу линия камхаржлиги билан ажралиб туради.

Кейинги кўргазмаларда Президентимиз Шавкат Миромонович Мирзиёев портрети, Ўзбекистон Республикаси давлат рамзлари жойлаштирилган бўлиб, бу ёшлар билан маънавият дарсларини ўтказишга мўлжалланган ва ёшларни мамлакатимизда олиб борилаётган кенг кўламли ислоҳотлар, юртимизнинг дунё ҳамжамиятида тутган ўрни, комбинатнинг кўпмиллатли катта жамоаси қўлга киритаётган ютуқлар ҳақида хабардор бўлиши мумкин.

Ўзбекистон олтини, яъни, комбинат ишлаб чиқараётган олтин дунёдаги энг тоза олтин саналади. Кўргазмаларнинг бирида дунёдаги нуфузли халқаро ташкилотлар томонидан комбинатда ишлаб чиқарилаётган ўзбек олтини сифатига берилган мукофотлар билан танишиш мумкин. Унда АҚШ, Мексика, Швейцария, Испания каби саноати ривожланган давлатларда ўтказилган халқаро танловлар ва савдо биржаларида комбинат олтинига берилган нуфузли мукофотлар сақланади. Шунингдек, комбинат 1993 йилдан буён Лондон олтин қуймалари бозори Ассоцияси аъзоси ҳисобланади. 1998 йилда корхона маҳсулоти Токио биржасида ҳам юқори баҳоланиб, Япония давлатининг Қимматбаҳо металлар бозори талабларига тўлиқ жавоб бериши ҳақида музей кўргазмаларида ҳикоя қилинади.

Маълумот учун яна шуни айтиш жоизки, 2017 йилда Европа Сифат Тадқиқотлари жамиятининг Лондон шаҳрида бўлиб ўтган анжуманида НКМК олтин категориясида сифатни бошқариш тизимидаги ютуқларни сақлаб туриш ва такомиллаштириш ишларига қатъий риоя қилиб келаётганлиги учун мукофотга муносиб кўрилди. НКМК ҳозирга қадар халқаро ташкилотларнинг 18 та сифат сертификати билан тақдирланган.

Мухтасар айтганда, Навоий шаҳридаги “Фарҳод” маданият саройида жойлашган “НКМК тарихи” музейи ўзининг ранг-баранг экспонатлари, бебаҳо ва нодир кўргазмалари, корхона тарихи ва ютуқлари ҳақида ҳикоя қилувчи бой мероси билан қизиқувчиларни ўзига мафтун этиб келмоқда. Бундан ҳар бир ташриф буюрувчи у ҳоҳ маҳаллий, ҳоҳ хорижлик бўлсин катта таассуротлар олиши табиий.

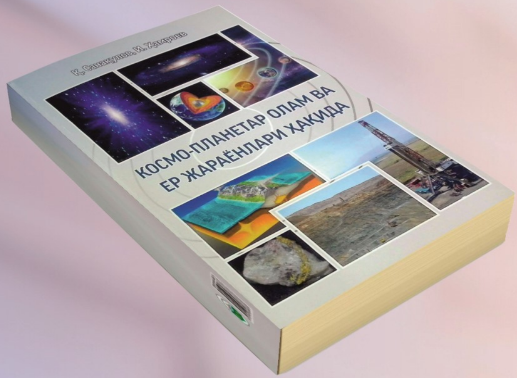
НКМК ходимлари томонидан чоп этилган адабиётлар
Изданная литература специалистов НГМК

Космо-планетар олам ва ер жараёнлари ҳақида

Қ. Санақулов, И.О. Ҳамроев – Тошкент: Muharrir nashriyoti, 2020 й. – 256 б. Адади 300 нусха.

ISBN 978-9943-6288-7-8

Биз кўриб турган бу олам қандай пайдо бўлган? Қандай қилиб у бир қарашдаёқ, ўта сирли, онгимизга сиғдира олмайдиган даражада адоғи йўқ маконга айланган? Ушбу китобда космо-планетар олам, қуёш тизимининг шаклланиши, ер тузилиши ва ундаги жараёнлар, фойдали қазилма конларининг ҳосил бўлиши, Ўзбекистон хомашё ресурслари, маъдан конларининг саноат турлари, геология қидирув ишлари босқичлари Навоий кон-металлургия комбинати захиралари ва ресурслари ҳақидаги кенг билим доирасидаги китобхонларга мўлжалланган илмий маълумотлар, ҳамда дунё музейлари коллекциясидаги айрим ноёб минераллар ва улардан ясалган заргарлик буюмлари, археологик қазилмалар натижасида юртимизда топилган қадимий олтин буюмлари иловалари келтирилган. Муаллифларнинг мақсади кенг китобхон оммасини юқоридаги илмий маълумотлар билан таништиришдан иборат.



Рений

Петухов О.Ф., Санакулов К., Курбанов М.А., Шарафутдинов У.З.

Навоий: Типография НГМК, 2020 г. –398 с., Тираж –300 шт.

ISBN-978-9943-6650-1-9

В монографии обобщены сведения о свойствах, применении рения, описаны современные методы извлечения рения из рудного и вторичного сырья, получения рениевой кислоты, металлического рения и изделий из него, методах производства и аналитической химии рения. Особое внимание уделено экстракционно-сорбционным процессам, занимающим доминирующее положение в металлургии рения. Приведены конкретные примеры действующих технологических схем извлечения рения из различных видов сырья и их аппаратурного оформления. Книга предназначается для специалистов горно-металлургической отрасли, бакалаврам, магистрам, преподавателям и научным сотрудникам вузов горного профиля.

Финансово-экономические аспекты функционирования Навоийского ГМК на разных этапах развития

Нурмат Джулибеков – Ташкент: “Sahhof”, 2020. – 248 с., Тираж - 500 шт.

ISBN 978-9943-6664-0-5

Данная монография является результатом многолетних исследований функционирования и финансово-экономической деятельности Навоийского горно-металлургического комбината. В ней в логической последовательности изложены актуальные вопросы производственного, финансово-экономического, инвестиционного и инновационного процессов предприятия. На конкретных цифрах изложены достижения в добычном комплексе, в переработке руды, увеличение объемов производства. Особое внимание уделено вопросу снижения себестоимости производимой продукции, определены основные направления и пути её снижения, проведен анализ в сравнении с крупными производителями золота в мире. Раскрывается специфика механизма налогообложения горнодобывающих предприятий республики, приводятся результаты сравнения отечественной системы налогообложения с системой зарубежных стран. Проанализирована система организации и оплаты труда на горно-металлургических предприятиях, стимулирующая роль заработной платы и премирования в повышении производительности труда.


ST7
SCOOPTRAM
Epiroc