

O'zbekiston

KONCHILIK



ХАВАРНОМАСИ

2



№ 77

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQRARISH JURNALI

Aprel-iyun 2019

Воробьев А.Е. и др.
Анализ факторов,
определяющие
эффективность орошения
штабеля кучного
выщелачивания.
С. 3-7.

Мельников Л.Н. и др.
История и перспективы
развития гамма-
активационного анализа
рудника Мурунтау.
С. 17-19.

Санакулов К.С.
Концептуальные основы
решения проблем
переработки техногенного
сырья.
С. 42-56.

Центральному РУ 55 лет



ГМЗ-2

50 лет

ОЭС ВВС

50 лет

НАУЧНО - ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ

ГОРНЫЙ ВЕСТНИК

УЗБЕКИСТАНА

РЕШЕНИЯ ДЛЯ ТРУДНЫХ ЗАДАЧ



СООБЩИТЕ НАМ СВОИ ПОТРЕБНОСТИ!

Normet International Ltd.
Представительство в Республике
Узбекистан, г.Ташкент, 100084, ул. А.Темура 95А.
Тел.: +998 71 140 91 91
Факс: +998 71 140 92 92

№ 2 (77) 2019

O'zbekiston

KONCHILIK XABARNOMASI

ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQUARISH JURNALI

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

Ta'sischiilar:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir:

Norov Yu.D.

Bosh muharrir o'rinbosari:

Sharafutdinov U.Z.

Texnik va badiiy muharrir:

Sodikov I.Yu.

Tahririyat Kengashi: Akbarov X.A., Abduraxmonov S.A., Bekmurzayev B.B., Belin V.A. (Rossiya), Vorobyov A.G. (Rossiya), Vorobyov A.E. (Rossiya), Gulyamov B.V., Zairov Sh. Sh., Muxiddinov B.F., Misliboev I.T., Maxmudov A.M., Mustakimov O.M., Petrosov Yu.E., Raimjanov B.R., Rakishov B.R. (Kozzoqiston), Sayyidkosimov S.S., Sagdieva M.G., Sanaqulov Q.S., Snitka N.P., Turesebekov A.H., Umarov F.Ya., Farmanov A.K., Shashenko A.N. (Ukraina), Ergashev U.A., Yusuphodjaev A.A., Yakubov M.M.

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

Jurnalda ma'lumotlar bosilganda dalillar ko'rsatilishi shart

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

Tahririyat manzili:

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

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

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

Muqova, dizayn, kompyuter saxifasi:

Sodikov I.Yu.

Ingliz tiliga tarjima:

Abduraxmanova E.F., Bazarova E.R.

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

Sharafutdinov U.Z.

Chop qilindi:

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

Nashr etishga 05.05.2019 y. imzolandi

A3 formatda. Adadi 250 nusxa

© O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2019

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

Учредители:

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

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор:

Норов Ю.Д.

Зам. главного редактора:

Шарафутдинов У.З.

Технический и художественный редактор:

Сodikov И.Ю.

Редакционный совет: Акбаров Х.А., Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Белин В.А. (Россия), Воробьев А.Г. (Россия), Воробьев А.Е. (Россия), Гулямов Б.В., Заиров Ш.Ш., Мухиддинов Б.Ф., Мислибоев И.Т., Махмудов А.М., Мустакимов О.М., Петросов Ю.Э., Раимжанов Б.Р., Ракишев Б.Р. (Казахстан), Сайидкосимов С.С., Сагдиева М.Г., Санакулов К.С., Снитка Н.П., Турсебеков А.Х., Умаров Ф.Я., Фарманов А.К., Шашенко А.Н. (Украина), Эргашев У.А., Юсупходжаев А.А., Якубов М.М.

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

При перепечатке материалов ссылка на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

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

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

Сайт: <http://www.gorniyvestnik.uz>

Обложка, дизайн, компьютерная вёрстка:

Сodikov И.Ю.

Перевод на английский язык:

Абдурахманова Э.Ф., Базарова Э.Р.

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 05.05.2019 г.

Формат А3. Тираж 250 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2019

ISSN 2181-7383



4 780010 201623 >

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Тчаро Х. Анализ факторов, определяющие эффективность орошения штабеля кучного выщелачивания.....	3
Муродов Н.М., Олимов Х.Х., Муртазов А.Н. Тупроқни ташишда горизонтга нисбатан маълум бурчак остида ўрнатилган шнекли курилма параметрларини асослаш.....	8
Самадов А.У., Хужакулов Н.Б., Арипов А.Р., Хужамов У.У., Хамидов Р.А. Гидрометаллургик заводларнинг чиқинди омборини геотехнологик тадқиқоти методологияси.....	11
Ибрагимов А.Х., Хамидов Х.Л. Оценка динамических воздействий на бортах карьеров при промышленных взрывах.....	14

GEOLGIYA / GEOLOGIYA

Мельников Л.Н., Мингбоев Х.С., Ермаков К.С. История и перспективы развития гамма-активационного анализа рудника Мурунтау.....	17
Хамроев И.О. Особенности локализации промышленных концентраций золоторудных образований месторождения Амантайтау.....	20
Разиков О.Т., Марипова С.Т., Хошжанова К.К. Геологоструктурные факторы локализации золотого оруденения в горах Кульджуктау.....	25
Далимов Р.Т., Есенбаев А.Г. Возраст оруденения чодакского рудного поля.....	28
Жураев М.Н., Тураев Т.Н., Мухаммадиев Б.У. Геологоструктурные условия локализации апометатерригенного вольфрамового оруденения и основные его геохимические особенности (на примере месторождения Сарыкуль в Каратюбинском рудном поле).....	31
Насиров У.Ф., Аннакулов Т.Ж., Заиров Ш.Ш. Применение схем циклично-поточной технологии с передвижными и мобильными дробильно-перегрузочными комплексами на открытых горных работах.....	36
Хайитов О.Г., Агзамов А.А., Бобомуродов У.З. Результаты уточнения коэффициента вытеснения нефти водой для геологифизических условий месторождения Шакарбулак.....	40

BOYITISH VA METALLURGIYA / БОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Санакулов К.С. Концептуальные основы решения проблем переработки техногенного сырья.....	42
Хасанов А.С., Ражаббоев И.М., Вохидов Б.Р., Арипов А.Р., Саидахмедов А.А., Шодиев А.Н. Изучение вещественного состава и разработка технологии переработки проб руд месторождения Тебинбулак.....	57
Волынская Н.В., Мирзакулов Х.Ч., Усманов И.И. Промышленная апробация технологии получения экстракционной фосфорной кислоты из фосфоритов Центральных Кызылкумов.....	61
Санакулов К.С., Эргашев У.А., Ткаченко Е.С., Василёнок О.П. Усовершенствование схемы рудоподготовки на гидрометаллургическом заводе №2.....	65
Донияров Н.А., Тагаев И.А., Асроров А.А., Муродов И.Н. Разработка технологии получения фосфорных удобрений высокого качества, очищенных от балластных примесей.....	68
Ваповев Х.М., Тагаев И.А., Хусенов К.Ш., Тохирова Н.Б., Эгамбердиев Э.Э. Изучение характера и степени растворимости некоторых элементов в составе сульфидных руд.....	71
Адизов Л.А., Субботин А.В. Переработка в цехе готовой продукции ГМЗ-2 золото-серебряного сплава с высоким содержанием примесей.....	76

Мустакимов О.М., Адизов Л.А., Полванов С.К. Увеличение производительности отделения сорбции за счет перераспределения нагрузки пульпы на технологические цепочки.....	78
Адильов Д.К., Мирзаев А.У., Турдалиев У.М., Черниченко Н.И., Шарипов Ш.Ф. Комплексная переработка доломита.....	80

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИССЛЕДОВАНИЯ

Санакулов К.С., Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Шарафутдинов У.З. Извлечение золота, молибдена и рения из золы горючих сланцев месторождения «Сангрунтау».....	83
Гаибназаров С.Б., Алиев Б.А. Изучение физико-коллоидных свойств полимеров, применяемых в буровых растворах.....	87
Саидова Л.Ш., Мирзаев А.У. Теоретические исследования взаимосвязи показателей работ технологического транспорта с горно-техническими условиями глубоких карьеров.....	89
Санакулов К.С., Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Рузиев О.Б. Исследования и разработка на их основе технологии переработки упорных ванадий-урановых руд чёрносланцевого типа.....	91
Ганиев Ю.У., Жумаев А.А., Комилов Ж.М., Худойбердиев Р.Х. Сравнительное исследование структуры отливок из износостойких чугунов.....	99
Кульмуратов Н.Р. Колебание изогнутого трубопровода под действием переменного внутреннего давления.....	101
Аллаберганова Г.М., Музафаров А.М. Мониторинг и оценка мощности эффективной дозы в техногенных объектах урановых производств.....	105
Ашуров О.Т., Тураев Ф.Э., Каримов А.К. Новый способ очистки и фильтрации жидкой серы.....	108
Королев В.А., Эшмуродов З.О. Системно-индивидуализированные принципы управления технологиями добычи.....	110
Мислибоев И.Т., Махмудов Ш.А. Исследование производительности карьерных экскаваторов на различных технологических операциях.....	113

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Книжные новинки.....	117
----------------------	-----

REKLAMA / РЕКЛАМА

На обложке:	
«Normet international LTD»	
«Мебель на заказ»	
«Epiroc»	
В тексте ПО «НМЗ»	

АНАЛИЗ ФАКТОРОВ, ОПРЕДЕЛЯЮЩИЕ ЭФФЕКТИВНОСТЬ ОРОШЕНИЯ ШТАБЕЛЯ КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Штабелларни реагент орқали суғориш самарадорлиги камбағал рудалардан металлларни уюмда танлаб эритишни интенсификациялашни таъминлаб берувчи асосий омилдир. Уюмда танлаб эритишдаги суғариш жараёнини урганилиши уни техник-иқтисодий самарадорлигини ўсишига йуналтирилган бўлиши лозим.

Шу сабаб, уюмда танлаб эритиш жараёнида эритмаларнинг бугланишига таъсир қилувчи омиллар тадқиқотлари эритма пуркалаш ускуналарни ҳамда эритма пуркалаш усулларини мукамаллаштириш буйича янги ечимларни топишга қўмақлашади. Мақолада уюмдаги ашё йириклиги ва агломерация қилиниши таъсирлари ҳам кўриб чиқилган.

Таянч иборалар: уюмда танлаб эритиш, агломерация, майдалаш, суғариш, интенсификациялаш, технологик эритмалар, бугланиш, экранлаштириш.

The efficiency of irrigation of stacks is an important component, ensuring the intensification of the heap leaching process in the extraction of metals from poor ores. The study of the irrigation process in heap leaching should be aimed at improving the economic and technological efficiency of the applied irrigation methods.

In this regard, the study of the factors affecting the evaporation of leaching solutions in HL will make it possible to make new and improved decisions regarding the devices and methods for the supply of solutions. The influence of coarseness and agglomeration on irrigation efficiency was also considered.

Key words: heap leaching, crushing, agglomeration, irrigation, intensification, technological solutions, reagents, evaporation, shielding.

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



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



Тчаро Х.,
аспирант
Российского университета
дружбы народов



Во многом, эффективность эксплуатации объектов кучного выщелачивания (КВ) определяется характеристиками и показателями их орошения.

Орошение штабелей КВ осуществляется с применением различных технологических растворов. Применяемые при кучном выщелачивании рабочие реагенты варьируются в зависимости от вида извлекаемых из руд металлов. Так, для извлечения золота и серебра применяют преимущественно цианид натрия (NaCN) или цианид калия (KCN) концентрацией 0,01 – 0,05 %, меди, никеля, урана и др. – серную кислоту (H₂SO₄).

Выщелачивающие растворы при этом выполняют следующие функции:

- обеспечение благоприятного смачивания кусков руды для последующего выщелачивания благородных металлов;
- массоперенос продуктивных металлосодержащих растворов под влиянием их собственного веса.

Перечисленные физико-химические функции технологических растворов имеют решающее значение в обеспечении повышения эффективности извлечения металлов из руд.

Необходимо отметить, что показатели извлечения металлов из руд зависят от многих переменных. Однако тот, который может быть отнесен к первостепенной важности - это равномерное распределение растворов на поверхности и внутри штабеля КВ для обеспечения полной его насыщенности и, таким образом, благоприятного выщелачивания металлов. Поэтому, при реализации способа кучного выщелачивания, в штабеле КВ следует поддерживать постоянное значение требуемой концентрации реагентов в технологических растворах.

Обеспечение оптимального непрерывного движения раствора цианида внутри штабеля КВ является весьма важным компонентом при кучном выщелачивании золота, позволяющим существенно снизить уровень испарения технологических растворов за счет отсутствия задержки их на поверхности штабеля КВ. Однако, даже в тех случаях, когда раствор подается прерывными циклами, все равно некоторое количество воды и реагента неизбежно теряются. В связи с этим появляется необходимость в добавлении воды и реагентов для балансировки потерь от испарения, просачивания, от различных

незапланированных химических реакций, происходящих в массиве штабеля, а также от любых других потерь технологических растворов при кучном выщелачивании. Управление технологическими растворами во многом зависит от способов орошения. В практике кучного выщелачивания штабеля КВ необходимо выбрать правильный метод распределения растворов по массиву штабеля руды. Поэтому требуется тщательное изучение существующих способов орошения.

Главным требованием к оросительной системе является обеспечение равномерности (однородности) смачивания кусков руды по всему штабелю КВ. При этом в процессе распределения технологических растворов на поверхности штабеля руды, наибольший контакт получают относительно небольшие (20-30 мм) куски.

По сравнению с мелкими, крупные куски не полностью обволакиваются растворами. В этом случае контакт между кусками руды и растворами выщелачивания осуществляется путем омывания поверхности кусков виде струй и капель. Независимо от направления их движения, миграция растворов осуществляется из смоченных соседних кусков до воздушно-сухого или влажного состояния.

Кроме гранулометрического состава (табл. 1) эффективность выбора системы орошения определяется с учетом экономического фактора, географических и климатических условий, ветрового усилия и скорости выпуска продуктивных растворов через основание штабеля КВ. Однако повышение экологической безопасности (в том числе, защита подземных и наземных водных ресурсов от технологических растворов) за счет исключения испарения растворов и реагентов, а также снижение воздействия атмосферных осадков является не менее важным фактором.

По виду обработки известны следующие способы подачи технологических растворов при кучном выщелачивании различных металлов: орошение разбрызгиванием или распылением, затоплением и рассредоточением с помощью взрыва [1]. В результате на практике кучного выщелачивания, способы подачи технологических растворов делятся на: гидростатические, фильтрационные, инфильтрационные и импульсные. При гидростатическом способе продуктивные растворы выпускаются через нижнюю часть штабеля за счет удельного веса технологических растворов.

Таблица 1

Исследование факторов влияющих на испарение выщелачивающих растворов при КВ

Фактор	Эффективность фактора																
Гранулометрический состав руды	<table border="1"> <caption>Эффективность фактора: Гранулометрический состав руды</caption> <thead> <tr> <th>Гранулометрический состав</th> <th>Эффективность, %</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>100</td><td>15</td></tr> <tr><td>50</td><td>55</td></tr> <tr><td>25</td><td>45</td></tr> <tr><td>10</td><td>40</td></tr> <tr><td>5</td><td>15</td></tr> <tr><td>3</td><td>25</td></tr> <tr><td>1</td><td>40</td></tr> </tbody> </table>	Гранулометрический состав	Эффективность, %	100	15	50	55	25	45	10	40	5	15	3	25	1	40
Гранулометрический состав	Эффективность, %																
100	15																
50	55																
25	45																
10	40																
5	15																
3	25																
1	40																
Ветровое усилие	<table border="1"> <caption>Эффективность фактора: Ветровое усилие</caption> <thead> <tr> <th>Скорость ветра, м/с</th> <th>Испарение, %</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>0</td><td>2</td></tr> <tr><td>1.3</td><td>3.5</td></tr> <tr><td>2.7</td><td>4.5</td></tr> <tr><td>4</td><td>5.5</td></tr> <tr><td>5.4</td><td>6.5</td></tr> <tr><td>6.7</td><td>7.5</td></tr> </tbody> </table>	Скорость ветра, м/с	Испарение, %	0	2	1.3	3.5	2.7	4.5	4	5.5	5.4	6.5	6.7	7.5		
Скорость ветра, м/с	Испарение, %																
0	2																
1.3	3.5																
2.7	4.5																
4	5.5																
5.4	6.5																
6.7	7.5																
Климатические условия Африки	<table border="1"> <caption>Эффективность фактора: Климатические условия Африки</caption> <thead> <tr> <th>Условие</th> <th>Умеренная скорость ветра (0-6 м/с)</th> <th>Скорость ветра (6-20 м/с)</th> <th>Спринклерное орошение</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>Тепло</td><td>5</td><td>10</td><td>5</td></tr> <tr><td>Жарко</td><td>10</td><td>15</td><td>10</td></tr> <tr><td>Засуха</td><td>15</td><td>20</td><td>25</td></tr> </tbody> </table>	Условие	Умеренная скорость ветра (0-6 м/с)	Скорость ветра (6-20 м/с)	Спринклерное орошение	Тепло	5	10	5	Жарко	10	15	10	Засуха	15	20	25
Условие	Умеренная скорость ветра (0-6 м/с)	Скорость ветра (6-20 м/с)	Спринклерное орошение														
Тепло	5	10	5														
Жарко	10	15	10														
Засуха	15	20	25														
Применяемый способ орошения	<table border="1"> <caption>Эффективность фактора: Применяемый способ орошения</caption> <thead> <tr> <th>Способ орошения</th> <th>Эффективность, %</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>Орошение из внутри штабеля</td><td>2</td></tr> <tr><td>Капельное орошение</td><td>4</td></tr> <tr><td>Орошение спринклерами с крупными каплями</td><td>15</td></tr> <tr><td>Прудковое орошение</td><td>30</td></tr> </tbody> </table>	Способ орошения	Эффективность, %	Орошение из внутри штабеля	2	Капельное орошение	4	Орошение спринклерами с крупными каплями	15	Прудковое орошение	30						
Способ орошения	Эффективность, %																
Орошение из внутри штабеля	2																
Капельное орошение	4																
Орошение спринклерами с крупными каплями	15																
Прудковое орошение	30																
Скорость выпуска растворов	<table border="1"> <caption>Эффективность фактора: Скорость выпуска растворов</caption> <thead> <tr> <th>Скорость фильтрации растворов, см/сут</th> <th>Содержание глинистых материалов, %</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>0</td><td>60</td></tr> <tr><td>10</td><td>45</td></tr> <tr><td>20</td><td>30</td></tr> </tbody> </table>	Скорость фильтрации растворов, см/сут	Содержание глинистых материалов, %	0	60	10	45	20	30								
Скорость фильтрации растворов, см/сут	Содержание глинистых материалов, %																
0	60																
10	45																
20	30																
Экранирование штабеля КВ	<table border="1"> <caption>Эффективность фактора: Экранирование штабеля КВ</caption> <thead> <tr> <th>Метод экранирования</th> <th>Потери растворов, %</th> </tr> </thead> <tbody> <tr><td>Только основание штабеля</td><td>30</td></tr> <tr><td>Основание и боковые откосы штабеля</td><td>15</td></tr> <tr><td>Основание, откосы и поверхности штабеля</td><td>5</td></tr> </tbody> </table>	Метод экранирования	Потери растворов, %	Только основание штабеля	30	Основание и боковые откосы штабеля	15	Основание, откосы и поверхности штабеля	5								
Метод экранирования	Потери растворов, %																
Только основание штабеля	30																
Основание и боковые откосы штабеля	15																
Основание, откосы и поверхности штабеля	5																

Гидростатический процесс протекает таким образом: поровое пространство при просачивании заполняется технологическими растворами, образуются силы, удерживающие их в течение определенного времени; когда силы притяжения больше сил удерживающих, происходит движение и выпуск продуктивных металлоносных растворов т.е. происходит капиллярное действие естественным образом, втягивающее раствор через любые пустоты или трещины массивов руды кучного выщелачивания.

Под фильтрационным понимают непрерывное перемещение выщелачивающих растворов через вмещающее пространство минеральных матриц штабеля, скальных пород, а также искусственных материалов и т.д. [7] (т.е. в пористой и/или трещиноватой среде через систему открытых пористых каналов и трещин) при полном его насыщении.

Этот способ применяется во многих технологических процессах. Однако в малотрещиноватых породах фильтрационный процесс затруднен, поэтому при кучном выщелачивании, подготовка пород имеет важное значение.

Наиболее широкое применение в геотехнологической практике нашел инфильтрационный способ. Он подразумевает просачивание растворов с поверхности внутрь штабеля при неполном его насыщении под воздействием гравитационных сил, тянущих растворов вертикально вниз независимо от вида их поступления в штабель.

Условием инфильтрации является наличие немонолитности горных пород, т.е. присутствие в матрице массива горных пород пор, пустот и трещин самых различных форм и размеров [6].

Причинами снижения коэффициента инфильтрации может служить низкое качество выщелачивающих растворов, а также присутствие мелких частиц, способных закупорить поровое пространство или же повышенное уплотнение поверхности рудного массива.

При непрерывности перколяции выщелачивающих растворов в межкусковом пространстве даже для высокообъемных массивов, физико-химические взаимодействия между элементами системы "растворитель – руда – кислород воздуха" наиболее благоприятно на поверхности (во времени и в пространстве), чем внутри массива штабеля.

Рассмотренные особенности взаимодействия выщелачивающих растворов с золотосодержащей горной рудой позволяют осуществить классификацию способов орошения штабеля КВ, базируясь на основополагающих факторах (табл. 1) (рис. 1), определяющих эффективность процесса кучного выщелачивания руд.

Для понимания механизма фильтрационного и инфильтрационного процессов необходимо учитывать следующие закономерности:

- скорость инфильтрации логарифмически пропорционально скорости перколяции;
- чем больше скорость перколяции, тем больше скорость инфильтрации;
- скорость перколяции пропорциональна размеру кусков руды.

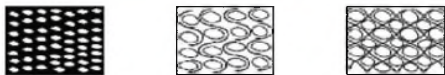
Импульсным является один из альтернативных методов подачи выщелачивающих растворов, обеспечивающий повышение эффективности проникновения растворов внутри штабеля. Импульсное наплетание подразумевает довольно кратковременную подачу рабочих растворов под некоторым давлением. В результате создается напряжение в виде волновых сил, способствующих образованию разветвленных трещин в массиве штабеля КВ.

Чередование циклов «смачивание – сушка» снижают скорость инфильтрации, что приводит к более быстрому ускорению и более высокой однородности просачивания, чем при непрерывном орошении потоков. Преимущество данного способа является обеспечение постоянной частоты пульсации и равномерной подачи выщелачивающих растворов.

Таблица 2
Факторы, влияющие на эффективность орошения выщелачиваемой руды технологическими растворами

Факторы	Вид подачи
Способ подачи растворов	гидростатический, фильтрационный, инфильтрационный, импульсный
Вид обработки технологическими растворами	распыление, разбрызгивание, затопление, обработка с помощью взрыва
Поступление растворов в выщелачиваемый массив	сверху вниз, снизу вверх, из центра к периферии, от боковых поверхностей штабеля к центру
Расположение устройств, подающих растворы внутри массива	горизонтальное, вертикальное, на поверхности массива, на боковые поверхности штабеля
Способ распределения технологических растворов	обычный, рассредоточенный с помощью взрыва
Силы, определяющие миграцию технологических растворов	гравитационная, термоградиент, давление, градиент концентрации, объем, наложение электромагнитных полей, возбуждение различных колебаний, радиоактивное излучение
Способ интенсификации процесса выщелачивания	подогрев, насыщение кислородом, предварительная активация, электромагнитное воздействие, бактерии, отсасывание раствора вакуумным насосом, введение окислителей, наложение электромагнитных полей, возбуждение различных колебаний, радиоактивного излучения
Тип активных агентов	кислоты, щелочи, бактерии, органические соединения, комплексные соединения
Режим орошения	Напорный, безнапорный
Время воздействия выщелачивающих растворов	Постоянно, периодически

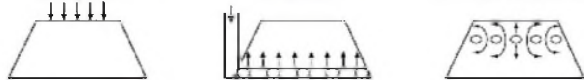
1. Способ подачи растворов (гидростатический, фильтрационный и инфильтрационный)



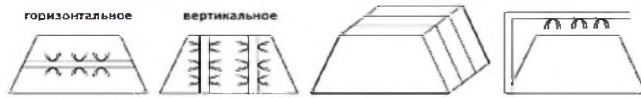
2. Вид обработки технологическими растворами (распыление, разбрызгивание, затопление) обработка с помощью взрыва



3. Поступление растворов в выщелачиваемый массив сверху вниз, снизу вверх, из центра к периферии



4. Расположение устройств, подающих растворы внутри массива



5. Способ распределения технологических растворов



6. Силы, определяющие миграцию технологических растворов



7. Способ интенсификации процесса выщелачивания



8. Тип активных агентов



9. Режим орошения (напорный, безнапорный)

10. Время воздействия выщелачивающих растворов (постоянно, периодически)

Рис. 1. Типизация способов орошения штабелей КВ [3]

Считается, что метод объединения ирригационных и покоящихся импульсов снижает эффекты каналирования из-за выхода растворов из пор в течение остаточного цикла, что позволяет пористым капиллярным силам направить следующий импульс жидкости в кусок руды. По результатам исследования сконструированного штабеля КВ низкосортной руды была рекомендована более низкая частота его орошения или импульсное выщелачивание для улучшения процесса выщелачивания металла.

В соответствии с проведенными исследованиями начальный период смачивания может оказать значительное влияние на производительность установки КВ.

При инфильтрационном выщелачивании при кучном выщелачивании горная масса обрабатывается в процессе разбрызгивания рабочих растворов на ее поверхности, при затоплении (с помощью канавок, прудков или траншей) матрицы горных пород технологическими растворами, подачи их через перфорированные оросительные трубопроводы, обработки с помощью взрыва или сочетанием различных способов.

Разбрызгивание по поверхности массива – это более оптимальный способ равномерного смачивания при одноэтажной обработке штабеля КВ [1,5]. Этот метод применяют преимущественно для обработки штабелей с крупногабаритными размерами кусков руды относительно небольшой мощности.

При многоэтажной обработке штабелей предусматривается прежде всего подача рабочих растворов с помощью канавок, прудков установленных на поверхностях штабеля (на верхнем основании и / или боковых поверхностях). Возможность использования этого метода обусловлена оценкой следующего ряда факторов: уровня испарения, свойств выщелачиваемых руд, проницаемости массива руды.

Затопление обычно применяется в засушливом климате для снижения испарения и осуществляется путем предварительного образования неглубоких однопромежуточных канавок по всей ширине штабеля. Затем устанавливают в канавках перфорированные трубы 100 мм диаметра и засыпают их гравием, и на подготовленную таким образом площадку с приемным дренажем укладывают 25 мм куски руды до образования слоя высотой 6-9 м [1]. На концах заглубленных труб соединены два параллельные трубы из поливинилхлорида диаметром 150 мм, по которым продуктивные растворы после выщелачивания направляют в приемные баки.

Выбор данного способа осуществляется при выявлении неэффективности разбрызгивания, а также при выщелачивании низкопористых штабелей. При пористости материала более 30 м/см² применение затопления приводит к перенасыщению рудного штабеля, что крайне нежелательно.

В частных случаях можно осуществлять одноразовое затопление с целью увеличения фильтрационной способности за счет сжимаемости штабеля технологическими растворами и газами (воздух, O₂). Эта операция, длительность секции которая составляет 30-60 минут при периодичности 1-4 раз в сутки, позволяет покрыть поверхность слоем раствора до 10 см и более.

При чем в процессе затопления малопроницаемых участков, следует избегать превращения их в энергично фильтрующие [6]. На зарубежной практике, как правило, оптимальная интенсивность орошения для большинства штабелей КВ составляет 1-6 мл/см².

Исходя из мировой практики КВ и основываясь на физико-химической гидродинамики механизма массопереноса, выявляется, что наиболее эффективное орошение штабелей, обеспечивающее минимальные потери, испарение и расход технологических растворов, достигается при их подаче через перфорированные оросительные трубопроводы.

Чтобы уменьшить потери от испарения, следует избегать чрезмерно высоких рабочих давлений, потому, что при слишком высоком значении давления, площадь покрытия и однородность подачи растворов будут снижаться.

При разбрызгивании часто применяют следующие средства: напорные шланговые распределители, вертикальные перфорированные трубы, вращательные разбрызгиватели, эмиттеры, газонные дождевальные установки, струйные пластиковые дождеватели и др. [1].

Напорные шланговые распределители (гибкие либо жесткие) с определенным количеством отверстий укладывают непосредственно

по поверхностям штабеля КВ. Шаг между отверстиями и расстояние между параллельно установленными шлангами определяют в зависимости от решаемой задачи (определяемой параметрами штабеля КВ). Закачки рабочих растворов в шланговой системе осуществляется с помощью насосов (например, песковых типа П при водородном показателе рН от 6 до 8).

Перфорированные трубы вертикально вводят в штабель КВ с шагом 5-10 м между ними. Через них подают выщелачивающие растворы (или горячие растворы) и воздух под давлением внутри штабеля КВ. Вытекающие из отверстий вертикальных труб струи создают замкнутое движение растворов в пределах зон выщелачивания, что и способствует выравниванию их в разные зоны штабеля и тем самым облегчается интенсификация просачивания и выщелачивания. Система орошения вертикальными перфорированными трубами относится к закрытой системе укладки оросителей и имеет преимущество применения, особенно в засушливых районах, за счет возможности предотвращения потерь (за счет испарения) технологических растворов.

Вращательные разбрызгиватели состоят из движущей части и подводных труб и служат главным образом улучшению плотности и равномерности распределения выщелачивающих растворов по поверхности штабеля (виглеры) и уменьшения их испарения (вобблеры). Отсутствие механических деталей увеличивает устойчивость против коррозии. Их устанавливают на вершинах стальных стоек (оптимальной высотой 45 см, но часто высота может достигать до 1,2 м).

Виглеры – специальные вращательные устройства (в виде трубки), вставляемые в отверстия, установленных в штабеле КВ оросительных труб. Виглеры периодически увеличивают плотность охвата поверхности штабеля выщелачивающими растворами за счет хаотического раскатывания системы труб.

Вобблеры с центробежным вращательным действием обеспечивают высокоэффективное орошение штабеля КВ даже при низком давлении. Их сопла (размером 2-20 мм) позволяют производить капли рабочих растворов средней и большой крупности. Таким образом, применение вобблеров характеризуется равномерным и стабильным орошением по всей площади штабеля КВ, низкими расходами технологических растворов и потерю их на испарения, исключением образования гидродинамических потоков на поверхности штабеля КВ.

Когда при орошении применяется спринклерный метод, тогда растворы распределяются по орошаемой зоне, распыляясь по воздуху. Сопла могут быть повернуты, чтобы охватывать круглые или частичные участки штабеля КВ: они могут быть закреплены и оснащены дефлекторами, которые разбивают поток растворов и отклоняют его на орошаемую площадь. Высокая однородность подачи технологических растворов достигается путем перекрытия спрей от соседних спринклеров.

Кроме того, при чрезмерно высоких значениях давления механизмы спринклера могут работать неправильно. Кроме того, следует использовать большие сопла, а спринклеры должны работать при низких давлениях.

При использовании этого способа орошения климатический фактор обычно будет максимальным в начале дня, когда относительная влажность будет самой низкой, а температура воздуха и скорость ветра будут самыми высокими.

В ветреных условиях распределение очень маленьких капель технологических растворов, создаваемых чрезмерным давлением, будет легко искажаться ветром. Эти небольшие капельки могут переноситься в окружающие районы путем дрейфа ветра. В спокойных условиях эти маленькие капли будут приближаться к спринклеру, уменьшая эффективный диаметр площадки покрытия и, возможно, уменьшая однородность применения технологических растворов.

Таким образом, максимальное рабочее давление должно быть ограничено на основании рекомендаций производителя спринклера, чтобы можно было достичь приемлемой площади покрытия и равномерности применения растворов.

При этом, чтобы избежать разбрызгивания и стока растворов за пределами штабеля КВ, предусматривается установка разбрызгивателей с отступом от края, которого устанавливают по углам, далее по периметру штабеля, а затем в остальной зоне штабеля КВ [1].

Большинство видов разбрызгивателей, несмотря на их способность обеспечить равномерную и полную проработку штабеля КВ растворами, имеют ряд экономико-экологических проблем: повышенную экологическую и санитарно-гигиеническую напряженность, значительный расход и потеря технологических растворов за счет их испарения.

Предприятия кучного выщелачивания нацелены больше всего на использовании других менее загрязненных способов разбрызгивания. Тем не менее струйные пластиковые дождеватели можно применять только при наличии положительного водного баланса (большой источник водных ресурсов).

Эмиттеры являются нагнетательными разбрызгивателями. Эмиттеры устанавливают отдельно друг от друга с заданным шагом между ними путем их погружения в руду на глубину 20-25 см (характерно для зимнего времени) или установки их на поверхности штабеля. За счет принципа турбулентных потоков изделия эмиттеров в некоторой степени самозащищаются в процессе орошении. В идеале капельницы эмиттерной системы должны иметь одинаковые давления, которые обычно находятся между 15-20 и 100-140 кПа.

При применении эмиттеров необходимо избегать его замыкания, перенасыщения раствора, а также колебания давления. Снижение производительности процесса кучного выщелачивания может быть связано с засорением системы капельного орошения из-за суспендированных и растворенных твердых веществ в растворе (отложения карбонатов кальция и шламов, и т.д.).

Кроме возможности их погружения в штабеля в засушливое время, эмиттеры позволяют минимизировать разрушение поверхности штабелей и испарения технологических растворов.

Расседоточение с помощью взрыва может осуществляться путем бурения скважин в массиве и заложения в них наряду со взрывчатым веществом капсул с технологическим раствором, который посредством взрыва распределяется в рудном массиве [1].

Кроме этого, растворы могут поступать в штабелях сверху вниз под действием сил гравитации, или с низу вверх при создании гидравлического замка, из центра к периферии [2], с боковых поверхностей к центру.

По способу распределения рабочих растворов выделяют обычное распределение и с расседоточением потока. Для расседоточения потока в массиве штабеля формируют по меньшей мере один слой мелкозернистого материала высотой 50-120 мм. В результате обеспечивается распределение гидродинамического потока по всему сечению штабеля.

Сокращение сроков выщелачивания напрямую связано с применением различных способов интенсификации извлечения полезных компонентов в раствор. При кучном выщелачивании чаще всего применяются следующие способы интенсификации: предварительная активация (дополнительное дробление руды, агломерация), рыхление (особенно малочастотное взрывное, а также механическое и др.), подогрев рабочих растворов, насыщение кислородом (аэрирование). Другими применяемыми (в меньших масштабах) способами интенсификации являются отсасывание раствора вакуумным насосом, введение окислителей, наложение электромагнитных полей, возбуждение различных колебаний, радиоактивного излучения и т.д.

Интенсификация извлечения путем дополнительного дробления руды объясняется тем, что чем меньше размеры кусков [3,4], тем больше их реакционная поверхность и вскрытость рудных тел растворами. То есть качество дробления влияет также на содержание полезных компонентов в руде и в продуктивных растворах, расход реагентов и интенсивность получения ценных металлов (табл. 3).

Было установлено, например, что время обработки штабеля при цианидном кучном выщелачивании увеличивается с уменьшением забойной крупности руд (от несколько месяцев для руд крупности 151 мм до месяца для руд крупности 81,1-19 мм [5]). Во время укладки руды обычно происходит естественная сегрегация более мелких частиц в центре штабелей и внизу, а более крупных частиц на ее боковых поверхностях.

Однако при дополнительном дроблении необходимо принимать во внимание тот факт, что при уменьшении размеров зерен, уменьшается и диаметр, и количество пор; образуется больше сопротивления трения. В результате снижается гидравлическая проводимость, что является крайне неблагоприятным фактором. При их сегрегации мелкие частицы могут скапливаться, образуя локально малопроницаемые

Таблица 3

Расход реагентов и интенсивность извлечения золота в зависимости от крупности кусков руды [6]

Крупность кусков руды, мм	Содержание золота в руде, г/т	Расход реагентов, кг/т	Содержание золота в продуктивных растворах г/л	Интенсивность извлечения золота, %
+100	0,95	1,8	0,8	15,7
-100	0,85	1,7	0,6	16
+50	2	1,8	0,8	57,5
+25	2,2	1,9	1,1	45,5
+10	4,4	1,9	3,95	41,1
+5	2	1,7	12,32	15
+3	2,3	1,35	5,9	23,9
+1	2,9	1,3	8,5	39,6

Необходимость процесса агломерации (окомкование) также обусловлена снижением уровня остаточной влажности руды, что определяется до укладки штабеля кучного выщелачивания при изучении водопроницаемости дробленной до заданной крупности материала [8]. Агломерацию можно осуществлять путем спекания или добавки разнообразных связующих элементов (таких как портландцемент с дополнением 90 г/т руды, цианистый раствор, известь для золота, серная кислота для меди, вода и т.д.).

Данный процесс применяется для предотвращения скопления глинистых и тонких пылевидных частиц, которые обычно закупоривают фильтрационные каналы и тем самым ухудшают проницаемость при выщелачивании массива горных пород. Эти частицы образуются в процессе дробления и измельчения и / или присутствуют в исходных металлосодержащих рудах.

Однако при улучшении фильтрационных свойств массива руд необходимо избежать формирования зон различной проницаемости (коэффициент фильтрации должен находиться в пределах допустимого значения для эффективного выщелачивания руды при кучном выщелачивании).

Необходимо отметить, что все эти мероприятия не обеспечивают полноценную эффективность интенсификации процесса кучного выщелачивания, предотвращения испарения технологических растворов, их разбавления, охлаждения и другие проблемы.

слои, препятствующие просачиванию выщелачивающих растворов. Для увеличения пористости предварительно обрабатывают частицы агломерацией. Агломерация является процессом перегруппировки мелких частиц в более крупных (в целях уменьшения влаги и увеличения количества пор массива).

Библиографический список:

1. Геотехнология урана на месторождениях Казахстана – В.Г.Язиков, В.Л.Забазнов, Н.Н. Петров, Е.И.Рогов, А.Е.Рогов-Алматы, 2001 г., 444 с.
2. Канцель А.А. Автореферат канд дисс. Математическое моделирование динамики процесса подземного выщелачивания в неоднородном рудоносном слое. М, МГУ, 2010 г. 24 с.
3. Л.Н. Кричевец, Методы определения форм и площади зоны циркуляции раствора в условиях работы системы скважин// Математические методы исследований в геологии, Москва: ВИМС, 1983 г..

СТАНОК ТОКАРНО-ВИНТОРЕЗНЫЙ

1M63



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

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



ТУПРОҚНИ ТАШИШДА ГОРИЗОНТГА НИСБАТАН МАЪЛУМ БУРЧАК ОСТИДА ЎРНАТИЛГАН ШНЕКЛИ ҚУРИЛМА ПАРАМЕТРЛАРИНИ АСОСЛАШ



Муродов Н.М.,
Тошкент ирригация ва қишлоқ хўжалигини механизациялаш муҳандислари институти Бухоро филиали директори, т.ф.д., профессор



Олимов Х.Х.,
Тошкент ирригация ва қишлоқ хўжалигини механизациялаш муҳандислари институти Бухоро филиали таянч докторанти



Муртазов А.Н.,
Тошкент ирригация ва қишлоқ хўжалигини механизациялаш муҳандислари институти Бухоро филиали таянч докторанти

В данной статье изложены результаты теоретического исследования на основе параметров рабочих органов когенерационного полимера для проведения процесса полировки истончением между хлопковыми насосами.

Ключевые слова: пол, шарнир, уклон почвы, количество поворотов, размер почвы.

This article outlines the results of the theoretical research on the basis of the parameters of the working organs of the parameters of the construction of longitudinal pawl-creating device between cotton rows.

Key words: Pawl, coil conveyor, rising of soil corner, rotation number of coil conveyor, soil size

Бугунги кунда пахта етиштиришнинг салмоқли қисми суғорма деҳқончиликка тўғри келмоқда. Суғорма деҳқончиликда пахта етиштириш меҳнат сарфи нисбатан кўп бўлсада, ҳосилдорлигининг юқорилиги билан афзал ҳисобланади. Республикаимизнинг айрим худудларида, масалан Қарақалпоқистон Республикасининг бир қисми, Бухоро, Хоразм, Қашқадарё, Навоий вилоятларида экин майдонларининг рельефи ва даланинг нотекисликларига боғлиқ ҳолда пахта ни суғориш жараёни бўйлама ва кўндаланг поллар ёрдамида кичик майдончаларга бўлиб суғоришни тақазо қилади. Бу орқали нотекис далаларда сув тежамкорлигига ҳамда ғўзаларни тўлиқ суғориш орқали пахта ҳосилдорлиги ошишига эришилади. Ушбу жараёнда бўйлама ва кўндаланг поллар биринчи суғоришда олдин ҳосил қилиниши ва бўйлама полдан экин даврининг охиригача фойдаланиш мақсадида сақланишини инobatга олган ҳолда унинг сифатли ва барча агротехник талабларга жавоб берадиган ҳолда ҳосил қилиниши долзарб масала бўлиб ҳисобланади. Бугунги кунга қадар айрим фермер хўжаликларида бу жараён ҳалигача қўл меҳнатига асосланиб олиб борилмоқда. Ушбу технологик жараённи механизациялаш муаммосини ечими сифатида ТИҚХММИ Бухоро филиали олимлари томонидан ғўза қатор ораларида фаол шнекли иш органли бўйлама пол ҳосил қилиш қурилмаси яратиш борасида илмий тадқиқот ишлари олиб борилмоқда. Тавсия этилаётган қурилма ўзининг кўпгина афзалликлари, айниқса ғўзага салбий таъсирининг йўқлиги ва энергия тежамкорлиги, яъни пол ҳосил қилиш бир ўтишда бажарилиши ва бошқа афзалликлари билан самарали ҳисобланади.

Ҳосил қилинган полни белгиланган миқдордаги тупроқ уюми билан таъминлашда тупроқни юқорига кўтариб, ўрта қатордаги жўякда уюм ҳосил қилинишида полнинг баландлиги, қурилманинг минимал иш унуми, шнекнинг диаметри, қадами ва айланешлар сони ҳамда горизонтга нисбатан ўрнатилш бурчагини аниқлаш муҳим ҳисобланади.

Полнинг баландлигини 1-расмда келтирилган схемадан фойдаланиб ғўза қатор оралари пушталарининг тепа қисмига нисбатан аниқлаймиз. Унга биноан:

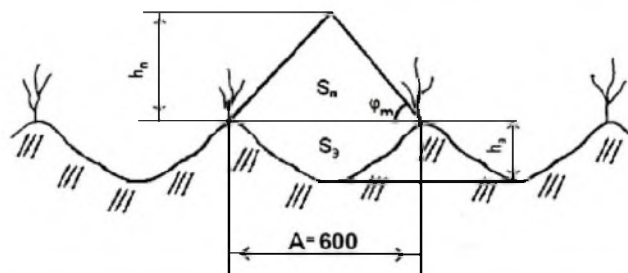
$$h_n = \frac{A}{2} \operatorname{tg} \varphi_m, \quad (1)$$

бунда h_n – ғўза қаторлари орасида ҳосил қилинадиган полнинг уларнинг пушталари тепа қисмига нисбатан баландлиги;

A – ғўза қатор орасининг кенлиги ($A=60$ см)

tg – тупроқнинг табиий тўкилиш бурчаги.

Адабиётларда [1, 30-б, 2, 15-б] келтирилган маълумотлар бўйича $\operatorname{tg}=35-40^\circ$ қабул қилсак, (1) ифода бўйича полнинг баландлиги кўпи билан 25,2 см бўлиши мумкинлиги келиб чиқади.



1-расм. Полнинг баландлиги ва кўндаланг кесимининг юзини аниқлашга доир схема

Энди ҳосил қилинадиган пол кўндаланг кесимининг юзини аниқлаймиз. У иккита юзанинг йиғиндисидан иборат бўлади, яъни:

$$S_{\text{ум}} = S_n + S_3, \quad (2)$$

бунда S_n - полнинг юқори учбурчак қисмининг юзи;

S_3 - полнинг пастки эгат қисмининг юзи.

2-расмдаги схемага биноан

$$S_n = \frac{A h_n}{2}, \quad (3)$$

ёки (1) ни ҳисобга олганда:

$$S_n = \frac{A^2}{4} \operatorname{tg} \varphi_m, \quad (4)$$

Ғўза қаторлари орасининг кўндаланг профили

$$z = \frac{h_3}{2} \cdot \left(1 - \sin \frac{2\pi x}{m}\right)$$

қонуният бўйича ўзгаради деб қараб, S_3 ни қуйидаги ифода бўйича аниқлаймиз:

$$S_3 = \int_0^A \frac{h_3}{2} \cdot \left(1 - \sin \frac{2\pi x}{m}\right) dx = \frac{h_3}{2} A \quad (5)$$

бунда h_3 – ғўза қатор ораси эгатининг чуқурлиги, м.

(4) ва (5) ларни ҳисобга олганда (2) ифода куйидаги кўринишга эга бўлади.

$$S_{ум} = \frac{A^2}{4} \operatorname{tg} \varphi_m + \frac{h_3}{2} A = \frac{A}{2} \left(\frac{A}{2} \operatorname{tg} \varphi_m + h_3 \right) \quad (6)$$

(6) формула орқали амалга оширилган ҳисоблашлар ғўза қаторлари ораларининг кенглиги 0,6 м ва эгат чуқурлиги 0,12 м бўлганда буйлама пол кўндаланг кесимининг юзи $S_{ум}=0,099 \text{ м}^2$ (990 см²) ни ташкил этишини кўрсатди.

Шнекли механизмнинг минимал иш унумини аниқлаш

Пол ҳосил қиладиган қурилмасининг минимал иш унумини аниқлаймиз:

$$Q_{\min} \geq 1000 S_{ум} V_{mp} \rho, \text{ м}^3/\text{соат} \quad (7)$$

ёки

$$Q_{\min} \geq 1000 S_{ум} V_{mp} \rho, \text{ кг/соат} \quad (8)$$

бунда V_{mp} – тракторнинг ҳаракат тезлиги, км/соат;
г-тупроқнинг зичлиги, кг/м³;

$S_{ум}=0,099 \text{ м}^2$, $J_{TP}=4,26 \text{ км/соат}$ ва $\rho=1200$ пол ҳосил қилиш қурилмасининг минимал иш унуми $Q_{мин}=421,7 \text{ м}^3/\text{соат}$ ёки $Q_{мин}=506 \text{ т/соат}$ бўлиши лозимлигини аниқлаймиз. Ушбу қиймат асосида шнекли ишчи орган параметрларини аниқлаш мумкин.

Шнекнинг диаметри ва қадамни аниқлаш.

Ғўза қаторлари орасида шнекли иш органи орқали тупроқ уюмини ҳосил қиладиган қурилманинг иш жараёни маълум бурчак остида жойлаштирилган шнекли транспортёрларнинг иш жараёнига ўхшаш бўлиб ҳисобланади. Унда шнекли иш органи асосий элемент ҳисобланади.

Сочилувчан ёки маълум қовушқоқликка эга бўлган материалларни ташиш жараёнида кенг қўлланиладиган ва нисбатан самарадорлиги юқори бўлган шнекнинг бир киримли яхлит тури ғўза қаторлари орасида буйлама пол ҳосил қилишда тупроқни горизонтга нисбатан маълум бурчак остида ташиш учун танлаб олинди.

Шнекнинг диаметри ва қадами иш шароити ҳисобга олинган ҳолда стандартга мувофиқ белгиланади. 1 ва 2-жадвалларда горизонтга нисбатан ўрнатилиш бурчаги (а) га мос ҳолда шнекнинг диаметри ($D_{ш}$) ва қадами (t) нинг стандарт қийматлари келтирилган [2. 29-бет].

Шнекнинг диаметрини аниқлаш. Бу ерда биринчи навбатда шнек қувурининг ташқи ва ички диаметрини аниқлаб оламиз. Шнек қувурининг ташқи диаметрини у билан ғўза қаторлари орасида усимликларнинг шикастланмаслигини таъминлайдиган маълум бир ҳимоя зоналари қолиши шартдан келиб чиқиб аниқлаймиз. Бунга кўра шнек қувурининг ташқи диаметри куйидаги тенгсизлик буйича аниқланади:

$$D_{км} \leq A - 2a. \quad (9)$$

1 - жадвал

Горизонтга нисбатан ўрнатилиш бурчаги $\alpha=0$ бўлган шнекларнинг стандарт диаметри ва қадами

Шнекнинг диаметри $D_{ш}, \text{ мм}$	100	125	160	200	250	320	400	500
Шнекнинг қадами $t, \text{ мм}$	100	125	160	200	250	320	400	500

2 - жадвал

Горизонтга нисбатан ўрнатилиш бурчаги $\alpha > 0$ бўлган шнекларнинг стандарт диаметри ва қадами

Шнекнинг диаметри $D_{ш}, \text{ мм}$	100	125	160	200	250	320	400	500
Шнекнинг қадами $t, \text{ мм}$	80	100	125	160	200	250	320	400

бунда: $D_{км}$ – шнек қувурининг ташқи диаметри, м;

A – қатор ораларининг кенглиги, м;

a – ҳимоя зонасининг кенглиги, м.

Қувурининг ташқи диаметрини билган ҳолда унинг ички диаметри $D_{ин}$ ни куйидаги ифода буйича аниқлаймиз:

$$D_{ин} \leq A - 2a - 2\delta, \quad (10)$$

бунда δ – шнек қувури деворининг қалинлиги, ($\delta=3 \text{ мм}$).

Шнек диаметрини (10) ифодани ҳисобга олганда куйидагича аниқлаймиз

$$D_{ин} \leq A - 2(a + \delta + \lambda), \quad (11)$$

бунда λ – шнек ва қувур орасидаги радиал оралиқ ($\lambda=8-12 \text{ мм}$).

Олиб борилган кузатувларга асосан $a=80 \text{ мм}$ қабул қилиб, d ва l нинг юқорида келтирилган қийматларини ҳисобга олганда (9)-(10) ифодалар буйича кенглиги 600 мм бўлган ғўза қаторлари ораси учун шнек қувурининг ташқи ва ички диаметрлари ҳамда (11) ифода буйича шнек диаметри мос равишда кўпи билан 418, 434 ва 440 мм бўлиши лозимлиги аниқланди. Булар 2-жадвалда келтирилган маълумотлар ҳамда ГОСТ 20295-85 [6] га асосан шнекнинг диаметрини 400 мм, унинг қадамни 320 мм, шнек қувурини ички диаметрини 420 мм ва ташқи диаметрини 426 мм қилиб қабул қиламиз.

Шнекнинг айланишлар сонини аниқлаш. Бу параметрни қурилма шнекларининг ҳақиқий иш унуми унинг талаб этилаётган минимал тенг ёки ундан катта бўлиши шартдан аниқлаймиз, чунки акс ҳолда шнеклар олдида тупроқнинг уюмланиши юз беради. Қурилма иккита шнек бюплан жиҳозланганлигини ҳисобга олган ҳолда таъкидланган шарт куйидагича ёзилади

$$Q_{иш} \geq 0.5 Q_{мин} \quad (12)$$

бунда $Q_{иш}$ – қурилманинг битта шнекининг ҳақиқий иш унуми.

Горизонтга нисбатан маълум бурчак остида ўрнатирилган шнекли транспортёрларнинг ҳақиқий иш унумини куйидаги ифода орқали аниқлаш мумкин [3. 12-6].

$$Q = 3600 S_{ш} J_m \rho C_{\alpha} \quad (13)$$

бунда $S_{ш}$ – шнек қувурида ташилаётган материал кўндаланг кесимининг юзи, м²,

J_m – материалнинг ташилиш тезлиги, м/с,

ρ – ташилаётган материалнинг зичлиги, кг/м³.

C_{α} – шнекнинг горизонтга нисбатан ўрнатилиш бурчагини унинг иш унумига таъсирини ҳисобга оладиган коэффициент.

C_{α} нинг қиймати куйидаги 3.3-жадвал асосида танланади [2, 32-6].

Шнек қувурида ташилаётган материал кўндаланг кесимининг юзи $S_{ш}$ ва ташилиш тезлигини J_m ни куйидаги ифода орқали аниқланади

$$S_{ш} = \frac{\pi D_{ш}^2}{4} \psi, \quad (14)$$

$$v_m = \frac{tn_{ш}}{60}, \quad (15)$$

бунда ψ – шнекнинг тўлиш коэффициентини,

$n_{ш}$ – шнекнинг айланишлар сони, айл/мин,

ψ нинг қиймати зичлиги 800-1600 кг/м³ бўлган майда бўлакли материаллар (тупроқ, кум, кумли шағал ва ҳ.к) учун 0,25 га тенг [3. 13-6]. Тракторнинг ҳаракат тезлиги V_{mp} шнекли транспортёрнинг тўлиш йўналишида эканлиги ва шнекли транспортёрнинг олд қисмида тупроқни йўналтирувчи шнек ўрнатирилганлиги сабабли ҳамда тезҳаракатчан шнекларда бу коэффициентни $\psi=0,5-0,6$ гача қабул қилиш мумкинлиги келтирилган.

(14) ва (15) ифодаларни ҳисобга олганда (13) ифода куйидаги кўринишга эга бўлади:

$$Q_{иш} \geq 15 \pi D_{ш}^2 \psi t n_{ш} \rho C_{\alpha} \quad (16)$$

Бу ифодани ва $Q_{мин}$ нинг (3.10) ифода буйича қийматини (3.14) ифодага қўямиз:

Шнекнинг горизонтга нисбатан ўрнатилиш бурчаги α° ни унинг иш унумига ҳисобга оладиган коэффициентнинг қийматлари

α°	0	5	10	15	20	30	40	50	60	70	80	90
C_α	1,0	0,9	0,8	0,7	0,65	0,58	0,52	0,48	0,44	0,4	0,34	0,3

$$15\pi D_w^2 \psi t n_w \rho C_\alpha \geq 0.5 \cdot 1000 S_{ум} g_{тр} \rho \quad (17)$$

Буни n_w га нисбатан ечиб, қуйидаги ифодага эга бўламиз:

$$n_w \geq \frac{100 S_{ум} g_{тр}}{3\pi D_w^2 \psi t C_\alpha} \quad (18)$$

Ушбу олинган ифодага $S_{ум}$, D_w , t ларнинг юқорида аниқланган ва у. C_α , $J_{тр}$ ларнинг юқорида келтирилган қийматларини қўйиб, шнекнинг айланишлар сони камида 325 *айл/мин* бўлиши лозимлигини аниқлаймиз.

Шнекли горизонтга нисбатан ўрнатилиш бурчагини қуйидаги шарт буйича аниқлаймиз:

$$\alpha < \varphi \quad (19)$$

бунда j -тупроқ бўлакларини шнек қувурига ишқаланиш бурчаги.

(18) шарт бажарилганда шнек қувурининг юқори қисмидаги тупроқ бўлаклари унинг пастки қисмидаги тупроқ бўлакларига таъсир кўрсатмайди. Натижада технологик жараён кам энергия сарфланган ҳолда бажарилади ҳамда унинг бузилишлари кузатилмайди.

Адабиётларда келтирилган маълумотлар буйича $j=30-35^\circ$ дан кичик бўлиши шарт. Демак шнекнинг горизонтга нисбатан ўрнатилиш бурчаги 30° дан ошмаслиги лозим [5].

Демак ўтказилган тадқиқотлар буйича ғўза қаторлари орасида пол ҳосил қиладиган қурилмада бир киримли яхлит шнекни қўллаш мақсадга мувофиқ бўлиб, ғўза қўчатларига шикаст етказмаслик, талаб даражасидаги иш унумини таъминлаш ҳамда технологик жараёнга кам энергия сарфлаган ҳолда бажариш учун шнек, унинг қувури ички ва ташқи диаметрлари мос равишда кўпи билан 400 мм, 420 мм ва 426 мм, шнекнинг қадами 320 мм, айланишлар сони 301 *айл/мин* ва ундан юқори ва горизонтга нисбатан ўрнатилиш бурчаги 30° гача бўлиши мумкин.

Пол ҳосил қилиш қурилмаси ишчи органи ҳисобланган шнекнинг зарур бўлган айланишлар сони пол ҳосил қилишда қурилма учун зарурий қувват шартидан келиб танланади ва қурилмадаги узатишлар сони занжирли узатма орқали ростланади.

Юқорида олиб борилган назарий тадқиқот асосида келтирилган ифода ва қийматлардан горизонтга нисбатан маълум бурчак ортида ишлайдиган шнекли қурилманинг параметрларини аниқлашда фойдаланиш мумкин. Назарий ҳисоблашлардаги қийматлардан фойдаланилган ҳолда тайёрланган пол ҳосил қилиш қурилмасида эса иш унуми юқори ва энергия сарфи кам бўлишига эришилади.

Библиографик рўйхат:

1. Ромикин Н.Е. Конструкция и расчёт конвейеров. – Старый Оскол: ТНТ, 2011. -502 с.
2. Ромикин Н.Е. Ромикин Д.Н. Машины непрерывного транспорта. Учебное пособие. Саратов. Гос. Техн. Ун-т – Саратов. 1998. - 78 с.
3. Сурашов Н.Т., Гудович М.И., Мукиева Л.Д. Расчет винтовых конвейеров. Методические указания к курсовому проекту по дисциплине «Подъемно-транспортные машины» для специальности 5В071300 «Транспорт, транспортная техника и технологии». – Алматы: КазНТУ им. К. И. Сатпаева, 2014. – 32 с.
4. Справочник по механизации хлопководства – Ташкент: Узбекистан. 1981. - 283 с.
5. Сергиенко В.А. Технологические основы механизации обработки почвы в междурядьях хлопчатника. – Ташкент: Фан, 1978. - 112 с.
6. ГОСТ 20295-85. Трубы стальные сварные для магистральных газонефтепроводов. Переиздание. Москва. ИПК Издательство стандартов. 2003. 17 с.

ИЗГОТОВЛЕНИЕ МЕТАЛЛОКОНСТРУКЦИЙ И ЗАПОРНОЙ АРМАТУРЫ



Государственное предприятие НГМК
 Производственное объединение
 "Навоийский машиностроительный завод"
www.ngmk.uz
 Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
 Тел.: (+99879)227-62-14, 227-64-23
 Факс: (+99879) 223-48-78
 E-mail: infony@ngmk.uz



ГИДРОМЕТАЛЛУРГИК ЗАВОДЛАРНИНГ ЧИҚИНДИ ОМБОРИНИ ГЕОТЕХНОЛОГИК ТАДҚИҚОТИ МЕТОДОЛОГИЯСИ



Самадов А.У.,
Испом Каримов номидаги
ТошДУ Опмалиқ филиали
директори, т.ф.д.



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



Арипов А.Р.,
НДКИ "Металлургия"
кафедраси катта
ўқитувчиси



Хамидов Р.А.,
НДКИ "Металлургия"
кафедраси ассистенти

В статье приведена информация о геотехнологической методологии хранения отходов гидрометаллургического завода. Были исследованы различные методы, такие как «кольцо и конус», кварц и гамма-активация. Проведен сравнительный анализ исследуемых методов, который показывает преимущества и недостатки этих методов. Результаты испытаний отходов гидрометаллургического завода, а также информация об испытательном оборудовании и приборах.

Ключевые слова: «кольцо и конус», кварц, метод гамма-активации, метод четвертичных шахмат, техногенный тест, подача, сепаратор Джонсона, сточные воды, плита.

In this article presented information about methodology of geotechnological research tailings of hydrometallurgical plants. Different research methods are analyzed such as "ring and cone", quartering, envelope method, gamma-activation method and etc. Comparative analyzes of the considered research methods are performed, the advantages and disadvantages of these methods are shown. Also given results of testing the tailings of hydrometallurgical plants, information on devices and instruments for sampling.

Key words: envelope method, ring and cone method, quartering, gamma-activation method, chess method, bolt, industrial samples, tailing pong, sampling, Johnson divider, homogenization, electron accelerator, accuracy of determination.



Хужамов У.У.,
НДКИ "Металлургия"
кафедраси ассистенти

Чиқиндилар тупланишидан ва хом ашё ресурсларидан номақбул фойдаланишдан инсонларга ва атроф-муҳитга таҳдид солаётган хавфни ҳисобга олиб, кўпгина давлатлар мумкин бўлган барча иқтисодий, юридик, тарбиявий воситалардан фойдаланиб, бу муаммага жиддий эътибор қаратмоқдалар. Бу кўп давлатларга ўтган юз йилликнинг 80-йилларидаёқ чиқиндиларнинг асосий турларини қайта ишлашда кўп муваффақиятларга эришиш имконини берди. 1976 йилда АҚШда қабул қилинган қаттиқ чиқиндилар билан курашиш ҳақидаги қонунда (1980 ва 1984 йилларда тузатишлар билан) улардан иккиламчи материаллар ишлаб чиқариш мўлжалланган. Юртимизда товар маҳсулотдаги иккиламчи хом ашёнинг мажбурий энг кам миқдори буйича стандартлар мавжуд.

Охириги ўн йилликларда пайдо бўлган техногенли конлар қазилма қазиб олиш ва қайта ишлаш саноатини жадал ривожлантиришнинг натижаси ҳисобланади. Техногенли конлар кон руда саноати худудларида (Украина, Қозоғистон, Россиянинг европа қисмидаги Шимолий-ғарбий ва Жанубий-шарқий, Урал, Осиё қисмининг Жанубий-шарқий, ва Шарқий, Сибирь Маркази ва б.) шаклланган конлар синфидан иборат. Бу конлар, одатда, ўзига хос минерал таркибга эга ва турли фойдали қазилмаларнинг, жумладан, рангли, ноёб ва нодир металлларнинг, шунингдек, қурилиш материалларининг (шағал, кум, майда тош) имконияти манбаи ҳисобланади.

Чиқинди омборини геотехнологик тадқиқ қилиш методологияси техногенли хом ашёни қайта ишлаш имкониятини баҳолаш мақсадида амалга оширилади. У қуйидаги кетма-кет операцияларни ўз ичига олади:

- намуна танлаб олиш (тезкор, олдиндан, юзали, тартибли, маҳаллий-ҳажмли, маҳаллий-чуқур);
- гамма-активацияли таҳлил усули билан (олтиннинг 0,5 г/т кам бўлмаган кутиладиган миқдоридан) ёки пробирли таҳлил усули билан (олтин миқдори 0,2-0,5 г/т тартибда) олтин миқдорини аниқлаш;
- чиқинди омборида олтиннинг маҳаллий-фазовий тақсимланиши харитасини тузиш;
- чиқинди омборида олтиннинг маҳаллий-ҳажмли тақсимланиши харитасини тузиш;
- чиқинди омборининг турли қисмларидан танлаб олинган намуналарнинг донадорлик таркибини тадқиқ қилиш, улар ўрталаштирилгандан сўнг;

- ўрталаштирилган намуналарнинг элементли ва минералогик таркибини аниқлаш;

- мақбул таҳлил усули билан олтин жойлашуви шаклини аниқлаш;

- чиқинди омборининг турли чуқурликларидан танлаб олинган намуналардан бевосита цианлаш усули билан олтиннинг сидирғали ажратиб олинишини аниқлаш буйича тестли синовлар ўтказиш;

- техногенли хом ашё каби, ишлаб чиқариш чиқиндиларига статус белгилаш мезонларини (ўлчовларини) баҳолаш;

- техногенли хом ашёни қайта ишлашнинг мақбул технологиясини танлаш;

- техногенли хом ашёни қайта ишлашнинг тавсия қилинган технологияси техник-иқтисодий кўрсаткичларини ҳисоблаш;

- тажриба-саноат синовларига тавсияномалар бериш.

Техногенли намуналарни танлашнинг мақсади ва усуллари

Намуна танлаш мақсади. Гидрометаллургиянинг ташлама бўтаналаридан ва туриб қолган чиқиндиларидан намуна танлаш ҳал қилинадиган масалаларга боғлиқ ҳолда, кетма-кет амалга оширилади: тезкор, олдиндан, юзали, тартибли, маҳаллий-фазовий, маҳаллий-ҳажмли (чуқур);

1. Намуналарни тезкор танлаш гидрометаллургия заводларида олтинни сидирғали ажратиб олинишини аниқлаш мақсадида, чиқинди бўтананинг қаттиқ ва суюқ фазасида олтин миқдорини аниқлаш йўли билан ҳар сменада (ҳар суткада) амалга оширилади.

2. Намуналарни олдиндан танлаш кўмишли жараёнида олтиннинг жойлашиш жойини аниқлаш мақсадида ишлаб чиқаришнинг туриб қолган чиқиндиларидан амалга оширилади.

3. Намуналарни юзадан танлаш чиқинди омборида олтиннинг ва жинслар ҳосил қилувчи минералларнинг жойлашиш жойини текшириш мақсадида, чиқинди омборининг юзасидан камида 0,25 м чуқурликдан ишлаб чиқаришнинг туриб қолган чиқиндиларидан амалга оширилади.

4. Намуналарни тартибли танлаш чиқинди омборида олтин тупланишини ўрганиш мақсадида, олтин ва жинсларнинг жойлашиш жойини тадқиқ қилиш учун 3-5 йилда 1 марта амалга оширилади.

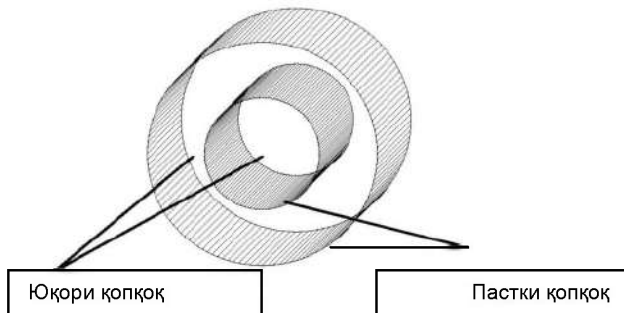
5. Намуналарни маҳаллий-фазовий танлаш техноген хом ашё тоифасига ишлаб чиқариш чиқиндиларини баҳолаш учун гидрометаллургиянинг туриб қолган чиқиндиларидан амалга

оширилади. Микдорий таҳлил чиқинди омборининг маҳаллий-фазовий ҳажмида аниқланади.

6. Намуналарни маҳаллий-ҳажмли (чуқур) танлаш техногенли хом ашёни қайта ишлашнинг мақбул технологиясини танлаш мақсадида чиқинди омборида туриб қолган чиқиндилар захираларини аниқлаш учун ва техногенли хом ашёни синчиклаб геотехнологик тадқиқ қилиш учун амалга оширилади.

Намуна танлаш усуллари

Қўйилган масалага боғлиқ ҳолда, гидрометаллургиянинг туриб қолган чиқиндиларидан намуна танлашда турли усуллар қўлланилади: «ҳалқалар» усули.



1-расм. «Халқалар» усули билан намуна танлаб олиш

1. «Халқалар усули». Усул осон сочилувчан ва музлаган намуналардан ташқари танланадиган ҳар хил турдаги намуналарнинг гомогенизация даражасини аниқлаш учун қўлланилади. Кондукторда жойлаштирилган битта металл ҳалқадан ёки учта ҳалқадан фойдаланиш мумкин. Ҳалқа тупроққа ўрнатилади ва болға билан юқори қирраси сатҳигача чуқурлаштирилади. Ҳалқани тупроқ белкурак билан қовланади, пастки қирра бўйлаб авайлаб кесиб олинади ва тупроқдан ажратиб олинади.

Тупроқ намунасини ажратиб олиш бўйича ҳаракатлар битта ҳалқа билан намуна танлаб олишда бажариладиганга ўхшаш. Намунани қисмларга бўлиш пичоқ ёрдамида амалга оширилади. Ҳалқалар маркалаш қайд этиладиган қопқоқлар (картонли дисклар) билан ёпилади. Ҳалқадаги намуна полиэтилен пакетга жойлаштирилади ва қadoқлаш ёрлиғи қўйилади. Намунани таҳлил қилишда намуна танлаш хатоликларини ҳам мустасно этилмаган каби ҳамда тартибли тарзда ҳисобга олиш лозим. Бундайларга қўйидагилар киради: ягона намуна ҳажмини аниқлаш хатоликлари; намуна танлаш чуқурлигини ўлчаш хатоликлари, ягона намунанинг танланган массаси хатоликлари; асос-тупроқ жойлашувининг бир жинсда эмаслиги, ўзига хос намуна танлаш мумкинлиги ва бошқалар.

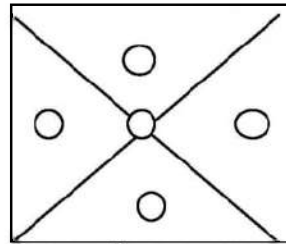
2. Нусха қисмини танлаш усули билан тупроқ намунасини танлаш. Нусха қисмини танлаш усули билан тупроқ намунасини танлаш осон сочилувчан (масалан, кумли) тупроқлар намунасини танлашни ўтказиш учун қўлланилади. Назорат нуқтаси ҳудудида 50x50 м ўлчамда жой участкаси танланади. Танланган квадрат бурчакларида ва унинг 5 нуқтали намуналарни танлаб олиш лозим. 5 та танланган жуда оддий намуналардан кварталаш усули билан бирлаштирилган намуна танланади. Бунинг учун йиғилган оддий намуналар ҳокандоз билан яхшилаб аралаштирилади ва планшетдаги квадрат шаклида текис қаватлаб тахланади. Квадрат тўртта тенг қисмга бўлинади, иккита диагональ қарама-қарши қисмлар олиб ташланади, қолган қисмлари эса аралаштирилади ва такроран квадрат шаклида тахланади. Операция 1-2 кг массали бирлаштирилган намуна олиш учун такрорланади. Бирлаштирилган намуна полиэтиленли пакетга жойлаштирилади ва геотехнологик тадқиқот учун берилади.

3. «Конверт» усули. Даставвал намуна майдонидан 4-5 оралиқли бирлаштирилган намуналар конверт бўйлаб жойлаштирилиб, танлаб олинади. Ҳар бир нуқтадан 5-10 м² майдонда 4-5 нуқтали намуналар конверт бўйлаб жойлаштирилиб (бурчаклар ва уларнинг ўрталари бўйлаб) нуқтали намуналар олиш лозим бўлган қатламдан олинади. Текис ҳажмли танланган намуналардан 1-2 кг оғирликдаги умумий намуналар шаклланади.

Танлаб олиш дастури тадқиқот мақсадларига боғлиқ ҳолда тузилади. Нуқтали намуналар «диагональ бўйлаб конверт» усули ёки бошқа усулда танланади, бунда ҳар бир намуна тадқиқ қилинаётган тупроқли қатламлар ва муҳим участкалар учун одатдагидек тупроқ қисмидан иборат эканлиги назорат қилинади.

«Конверт» усули аралаш тупроқли намуналарни танлашнинг энг кўп тарқалган усули ҳисобланади ва кўпинча чиқинди омборининг юзадан тадқиқоти учун қўлланилади.

Усулнинг камчиликларига чуқур намуналарни танлашнинг сермеҳнатлилигини киритиш мумкин.



2-расм. «Конверт» усули билан намуна танлаш

4. Шламбургли усул чиқинди омборининг кумли намунасини танлаш учун қўлланилади ва ўртача чуқурликлардан (1-3 м) намуна танлаш учун қўлланилиши мумкин.

Усулнинг камчиликларига намуналарни чуқур танлаб олиш учун қўлланилмаслигини киритиш мумкин.

5. Чуқурлик бўйича «цилиндрли» намуна танлаш усули. Усул гидрометаллургиянинг туриб қолган чиқиндилари кирадиган янчилган (деярли гомогенли нам ва куруқ) намуналарни танлаш учун қўлланиларли.

3-расмда чиқинди омборининг турли чуқурлигидан намуна танлаб олиш учун махсус ишлаб чиқилган қурилма кўрсатилган. Унинг



3-расм. Намуна танлаш учун қурилма

ёрдамида 5 м гача ва ундан ортиқдан қўшимча стерженларни бирлаштириш йўли билан намуна танлаб олиш мумкин. Чуқурликнинг бир метридан кескичнинг 50 мм диаметрида 1,0-1,5 кг намуна танлаб олинади. Қурилма юзадан турли чуқурликлардан дискретли намуна танлаш учун жуда тўғри келади.

Айланганда қурилма кескич юза устида жинслар қисилиши ҳисобига цилиндрли тешик ва «кесилган» материал ҳосил бўлади. Битта механик операция билан 30-40 см чуқурликдан материал олиш мумкин.

Кесишувчи кескичлар диаметри танланадиган намуналарнинг зарурий ҳажмига боғлиқ ҳолда танланади. НКМК ходимлари (Сатторов Г.С., Гафуров К.У.) томонидан ишлаб чиқилган ушбу усул 2003-2005 йилларда Маржонбулоқ ЗИУ ЖКБ чиқинди омборида туриб қолган чиқиндиларни геотехнологик тадқиқ қилиш учун кенг қўлланилган.

Таҳлилга тақдим этилган техногенли намуналарни танлаш.

Тақдим этилган намуналарни танлаш учун намуна танлашнинг «цилиндр» усули қўлланилади. Ҳал қилинадиган масалага боғлиқ ҳолда, намуналарнинг катта массасини танлаш ёки ўзига хос намуналарнинг катта микдоридан ўрталаштирилган намуна тайёрлаш ҳолатида кварталашнинг турли усуллари қўлланилади:

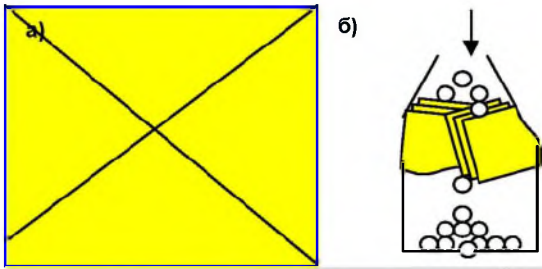
1. Тўглаб кварталаш. Полиэтиленли пленкага ёки пластмассали тоғрага намуна солинади, яхшилаб (қўл билан, кичкина ёғочли ёки пластмассали белкурак билан) аралаштирилади. Кетма-кет кварталаш билан оралиқли бирлашган намуна конуссимон тўпланишга йиғилади, олинган тупроқнинг 3/4 ҳар сафар олиб ташлаш билан, бирлаштирилган намуна қолдирилади ва у камида 1 кг оғирликда қоғозли ёки матоли халтага солинади.

Лабораторияда техногенли намуналар ҳаволи-куруқ ҳолатгача куриштилади, тоза қоғоз листда ундан керакисиз аралашмалар (тошчалар, ўсимлик илдизлари ва б.) олиб ташланади. Сўнгра тупроқ намунасиндан кварталаш билан 100 г оғирликдаги ўртача намуна олинади, у 100 mesh гача уваланади.

2. «Квадрат» усулида кварталаш. 5-20 кг оғирликдаги янчилган намуна бир текис майдонли ҳолатда планшетда ташилади. Квадрат 4 қисмга бўлинади, иккита диагональ қарама-қарши қисмлар олиб ташланади, қолган қисмлари эса аралаштирилади ва қайтадан квадрат шаклда тайёрланади. Ушбу амал 2-3 кг массали бирлаштирилган намуна қолгунича такрорланади. Усул нуқтали намуналар аралашмасидан мақбул таҳлил учун бирлаштирилган намуна олиш учун қўлланилади.

3. Джонсон бўлаклагичида кварталаш. Джонсон бўлаклагичи текшириладиган массанинг янчилган намунасини иккита қисмга ишончли бўлишга асосланади. Одатда, Джонсон бўлаклагичида бўлаклагич орқали намуналарни кетма-кет ўтказиш йўли билан 1-10 кг оғирликдаги намуналар бўлакланади. Охирида намуна таҳлили учун 1-10 г оғирликдаги намуна танлаб олинади.

Усул-планшетда «квадрат» усули билан бўлаклагичи қараганда ишончлидир.



4-расм. Квадрат усули билан (а) ва Джонсон булаклагичида (б) намуналарни кварталаш

Ишончли намунанинг мақбул массасини ҳисоблаш учун қўлинча Р. Ричардс – Г. Чечотнинг тақрибий формуласидан фойдаланилади:

$$Q = K * d^2$$

бунда, Q – асосий намуна массаси, кг;

K – материалда тақсимланган компонентнинг бир жинслимаслигини сифатловчи эмпирик коэффициент (0,02 дан 1 гача);
d – бир жинсда бўлмаган зарраларнинг энг катта диаметри, мм.
Ишончли намуна массасининг бир жинсда бўлмаган зарралар ўлчамига боғлиқлиги 1-жадвалда келтирилган.

Агар қаттиқ модда турли таркибли табиий майдаланган моддадан иборат бўлса, унда бутун қаттиқ объект бир жинсда бўлмаслигини ҳисобга олиш лозим. Шунинг учун объект белгиланган тартибда майдаланади.

Сочилувчан намуналарни танлашда шуни эсда тутиш лозимки, намунада нусха таркибини жуда тўлиқ акс эттирувчи ҳар хил ўлчамли булаклар бўлиши зарур. Бунинг учун сочилувчан модда массаси аралаштирилади, намуна сизимнинг турли жойларидан ва турли чуқурликдан олинади. Агар материал машинада ташилса, намуна вақтнинг тенг кесимлари орқали транспортердан танлаб олинади.

Геологик нусхаларнинг асосий ёки лаборатория учун намунаси танлаб олинган, уни гомогенизациялаш ўтказилади, майдаланади, экилади. Майдалаш жараёнида даврий равишда йирик зарралар майдаларидан ажратилади, йириклари алоҳида майдаланади.

Чиқинди омборидан танлаб олинган намуналар фракциялар бўйича етарлича гомогенлигидан уларни майдалаш ва ишқалаш лозим бўлмайди.

Майдалангандан сўнг намунани ўрталаштириш ўтказилади. Намуна аралаштирилади ва қисқартирилади (кварталаш, конусли ва ҳалқали, шахматли ва бошқа усулларда). Намунани қисқартириш – кўп босқичли жараён, у намуна ўлчами таҳлил ўтказиш ўлчамига етгунича бир неча марта такрорланади.

Техногенли намуналарда олтинни гамма-активацияли таҳлил қилиш усули

Технологик намуналарда олтиннинг ялпи миқдорини аниқлаш учун, асосан, пробирли таҳлил усули қўлланилади. Усулнинг афзаллиги олтиннинг паст концентрациясида (0,2-0,4 г/т) таҳлилнинг хатоликлари камлиги (10 %) ҳисобланади.

Мазкур усулнинг камчиликлари таҳлилга руда тайёрлаш кўп меҳнат талаб қилиши, паст унумдорлик ва таҳлил нархи юқорилиги қиради.

Гамма (фото ёки фотонно-активацияли) таҳлил ^{197}Au (γ , γ') $^{197\text{m}}\text{Au}$ реакцияда ҳосил бўладиган ярим парчаланишнинг 7,2 s даврли қисқа яшовчи изомерияли радионуклиднинг $\text{Au}^{197\text{m}}$ йўналтирилган гамма-спектрометрик қайд этилишига асосланган. Гамма линияси 279 keV энергияга эга.

Мана қирқ йилдирки, «Аура» қурилмаси НКМК МКБ Мурунтов карьерида ишлаб келмоқда. Қурилма қуйидаги узеллардан тузилган: активация манбаи, ташиш тизими, гамма-спектрометр намуналари, бошқарув ва ахборотларга ишлов бериш блоклари, ахборот киритиш ва чиқариш қурилмаси.

Активация манбаи сифатида бошқа электронлар тезлатгичлардан ишининг барқарорлиги ва ишончилиги билан фарқ қиладиган ЛУЭ -8-5 А электронларнинг кучли ток линияли тезлатгичидан фойдаланилади. Нишон сифатида вольфрамли ёки танталли нишон қўлланилади.

Йўналтирилган активликни ўлчаш NaJ(Tl) кристаллардан ва ФЭУ-95 фотокўпайтиргичлардан тузилган детекторлаш (тўғрилаш) блокли сцинтилляцион гамма-спектрометр ёрдамида амалга оширилади.

Олтин концентрациясини ҳисоблаш учун активациядаги намуналарда олинган спектрометрик ахборотлар (фойдали фотопик жадаллиги ва фотопик остидаги "пьедастал"), намуна массаси, нурлантириш дозаларидан фойдаланилади. Миқдорий маълумотлар текшириладиган йўналтирилган активликни ва олтиннинг маълум миқдорлиги стандарт намунани таққослаш йўли билан олинади.

Усулнинг афзаллиги ишончли тортилганлардан олинган олтин таҳлиги тежорлиги (0,5 кг), намунани юққа ишқалаш зарурияти йўқлиги, таҳлилнинг паст таннархи, намунада 0,4 г/т олтин миқдоридан таҳлилнинг йўл қўйилган хатоликлар (20 % дан ортиқ бўлмаган) даражасидалиги ҳисобланади.

Камчилигига олтин миқдори 0,4 г/т кам бўлганда намуналар таҳлили учун усулни қўллаш қийинлигини киритиш мумкин.

1 - жадвал

Ишончли намуна массасининг зарралар ўлчамига боғлиқлиги

d, мм	40 - 50	25	10	5	3	2	1
Q, кг	50 - 3·10 ³	10 - 700	2 - 100	0,5 - 25	0,2 - 10	0,1 - 5	0,02 - 1

2 - жадвал

«Конверт» усулида намуна танлаб олишда таҳлил хатоликларини аниқлаш

	Намуна рақами	Au миқдори, су	S _{урт.} , г/т	S (мутлақ мос келм.), г/т	S (нисбий мос келм.), %
1	1047-1051	1,0; 0,9; 0,8; 0,8; 0,7	0,84	0,11	13
2	1052-1056	0,9; 0,8; 0,9; 1,0; 0,9	0,90	0,07	7,8
3	1057-1061	0,6; 0,7; 0,6; 0,9; 0,7	0,70	0,12	17,5
4	1062-1066	0,6; 0,5; 0,6; 0,6; 0,4	0,54	0,09	16,6
5	1067-1071	0,6; 0,7; 0,5; 0,6; 0,6	0,60	0,07	11,6
6	1072-1076	0,5; 0,4; 0,5; 0,7; 0,6	0,54	0,09	16,6
7	1077-1081	0,6; 0,4; 0,5; 0,6; 0,6	0,54	0,09	16,6
8	1082-1086	0,7; 0,6; 0,7; 0,9; 0,8	0,72	0,10	14,0

Библиографик рўйхат:

1. Тустановский В.Т. оценка точности и чувствительности активационного анализа. М., Атомиздат. 1976 г.
2. Трубецкой К.Н., Уманец В.Н., Никитин М.Б. Классификация техногенных месторождений, основные категории и понятия // Горный журнал. — 1989. — № 12. С. 6–9.
3. Металлургия благородных металлов (под ред. Чугаева Л.В.). М.: Металлургия, 1987. Барышников И.С. Проботбор и анализ минерального сырья. М., «Недра» 1978 г. 283 с.
4. Санаккулов К. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. Ташкент, «Фан», 2009. -404с.
5. Михин О.А., Саттаров Г.С., Лильбок Л.А., Аюпьян Ю.М., Блохин Н.Н. К вопросу извлечения золота из вторичного сырья Мар-джанбулакского золотошелекательного участка НГМК // Горный вестник Узбекистана, 2007 г., т.28, № 1, с. 77–81.
6. Алгебраистова Н.К., Алексеева Е.К., Коляго Е.К. Минералогия и технология обогащения лежалых хвостов ЗИФ // Горный информационно-аналитический бюллетень. — 2000. — № 6. С. 191–197.
7. Макаров В.А. Техногенное золотосодержащее сырье: Условия формирования, вопросы систематики и методики переоценки: Тез. докл. Международная научно-техническая конференция. — Екатеринбург: УГГТА, 1999. С. 76–78
8. Состояние, перспективы и технико-экономические показатели производства меди за рубежом. ЦНЦМЭИ, 1988. 140 с.
9. Бурмистено Ю.Н., Гарник Д.В. и др. Применение реакций неупругого рассеяния гамма-квантов для определения золота и ряда других элементов в образцах горных пород. // Вопросы атомной науки и техники. Серия радиационная техника. Вып.15. М., Атомиздат, 1977, с.104.

ОЦЕНКА ДИНАМИЧЕСКИХ ВОЗДЕЙСТВИЙ НА БОРТАХ КАРЬЕРОВ ПРИ ПРОМЫШЛЕННЫХ ВЗРЫВАХ

Мақолада sanoat portlatiш олиб бориладиган Мурунтау ва Қолмақир қарьерлари ҳудудида портлатишларнинг сейсмик таъсирини аниқлашнинг тизимли сейсмометрик ўлчов услуби асосида олинган бошланғич натижалари келтирилган. Ушбу натижаларга кўра, тоғ жинсларидаги синиш даражаларининг охиши яқин zilзила марказлари ёки sanoat портлатишларидан массивларга тушаётган юқори частотали сейсмик тўлқинлар динамик кучларига боғлиқ бўлиши аниқлаштирилади. Бу портлатишлар муҳофазаланган ҳудудларга сейсмик таъсир даражасини баҳолаш вазифаларини ҳал қилиш зарурлигини келтириб чиқаради.

Таянч иборалар: сейсмик таъсир, sanoat портлатиш, сейсмометрик тадқиқотлар, тоғ жинсларининг синиши, ёрилиш, портлаш кучи, тезлик, қарьер, тоғ жинслари массиви.

The paper presents the preliminary results of a systematic seismometric measurement of seismic effects from industrial explosions in the quarries Muruntau and Kalmaqr. These results determine the degree of disturbance of the rock mass as a result of the dynamic impact of an explosion or seismic high-frequency oscillations from close sources of earthquakes.

This entails the need to solve problems in assessing the level of seismic effects of explosions on protected objects.

Key words: seismic effects, industrial explosion, seismometric surveys, rock destruction, fracturing, explosion power, speed, quarry, rock mass.

Ибрагимов А.Х.,
зав.лабораторией
Инструментальной
сейсмологии, к.ф.м.н,
Институт сейсмологии
АН РУз;



Хамидов Х.Л.,
младший научный
сотрудник лаборатории
Техногенной сейсмичности,
Институт сейсмологии
АН РУз



При разработке глубоких карьеров одной из проблем является обеспечение устойчивости бортов [1,2]. Важнейшим фактором, влияющим на устойчивость бортов в скальных породах, является степень нарушения массива в результате динамического воздействия взрыва [3,4]. Увеличение мощности вскрываемых пород и размеров добычной зоны разреза требует увеличения массы одновременно взрывааемых зарядов взрывчатых веществ, что влечет за собой необходимость решения задач по оценке уровня сейсмического воздействия взрывов на охраняемые объекты [5,6].

Целью работы является оценка степени сейсмического воздействия массовых взрывов на объекты, находящиеся в зоне взрывных работ разреза.

Карьер Мурунтау (рис.1). Сейсмометрические исследования на площадке карьера Мурунтау проводились с использованием цифровых сейсмометров CMG-6TD производства Guralp, Великобритания.

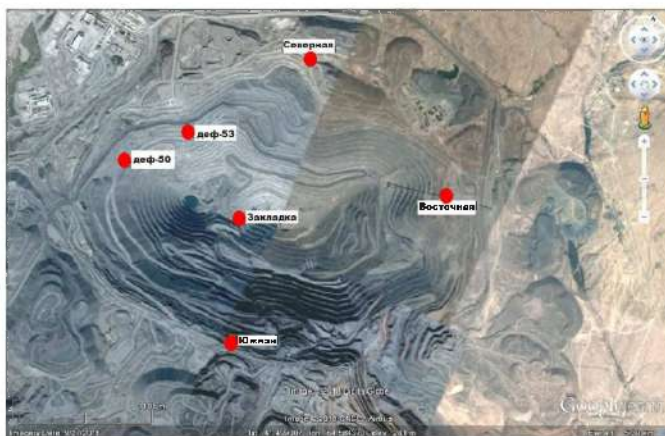


Рис.1. Схема размещения пунктов регистрации в карьере Мурунтау (основа схемы заимствована из Google Earth).

На рис.1 приведена схема размещения приборов по бортам карьера Мурунтау. Частотная характеристика трехкомпонентного сейсмометра линейная в диапазоне частот 0,03-50 Гц. Разрядность блока оцифровки -24 бита. Для обработки данных пяти цифровых регистраторов установленных согласно схеме (рис.1) использовалась программа Geopsy, портированная под Windows XPSP3 [5]. Запись взрыва произведена с использованием цифровых регистраторов и одного акселерометра (в ближней зоне в пунктах указанных в рис.1).

По ним производится оценка реакции бортов карьера Мурунтау на динамическое воздействие. Пункты регистрации: станция северная, восточная, южная, деформация № 50 и деформация № 53 карьера Мурунтау. Также в ближней зоне карьера Мурунтау был установлен акселерометр CMG-5TDE. Одновременно запись взрыва производилась на станциях «Северная», «Восточная» и «Южная», а также на деформации № 50 и деформации №53 с использованием велосиметров CMG-6TD. В рис. 2 ниже показано акселерограмма взрыва в ближней зоне карьера Мурунтау.

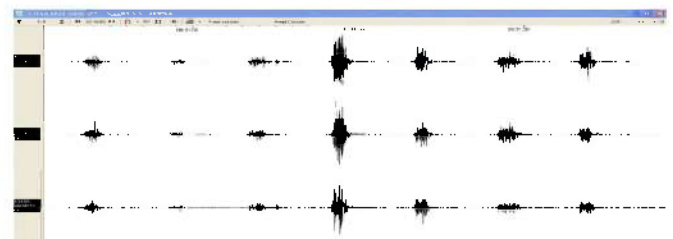


Рис.2. Акселерограмма взрыва в ближней зоне

Для подтверждения полученного результата ниже приведены спектры записи взрыва по трем компонентам (рис.3, 4, 5, 6, 7, 8). С учетом того, что для регистрации взрыва использованы идентичные приборы с однотипной АЧХ каналов, можно сделать вывод о высокой степени разрыхленности пород или нарушенности связей между блоками пород на пунктах деф 50, деф 55 и южный.

На пунктах регистрации «Восточная» и «Северная» пик спектра приходится на частоты 4-7,7 Гц, для пункта «Южный» - на 0,5 Гц, как и для пунктов «деформация 50» и «деформация 55». Значения скорости смещения и ускорения грунтов показаны в табл.1.

В ближней зоне интенсивность сейсмических воздействий превышает 6 баллов. Максимальные сейсмические нагрузки на бортах карьера при взрыве не превысили 4,5 балла по шкале MSK-64. На пунктах регистрации «Восточная» и «Северная» пик спектра приходится на частоты 4-7,7 Гц, для пункта «Южный» - на 0,5 Гц, как и для пунктов «деформация 50» и «деформация 55».

В качестве эксперимента определен коэффициент демпфирования упругих колебаний для пунктов регистрации (табл.2).

Карьер Кальмакыр. Сейсмометрические исследования на площадке карьера Кальмакыр проводились с использованием цифровых сейсмометров CMG-6TD производства Guralp, Великобритания. Частотная характеристика трехкомпонентного сейсмометра линейная в диапазоне частот 0,03-50 Гц. Разрядность

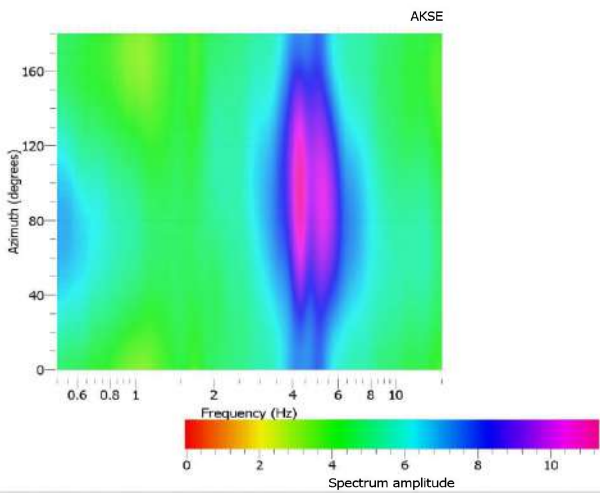


Рис.3. Спектрограмма записи акселерометром в ближней зоне

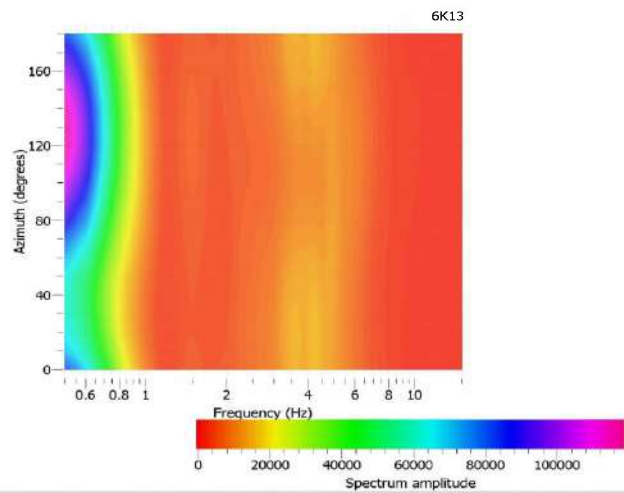


Рис.6. Спектрограмма записи взрыва на станции «Южная»

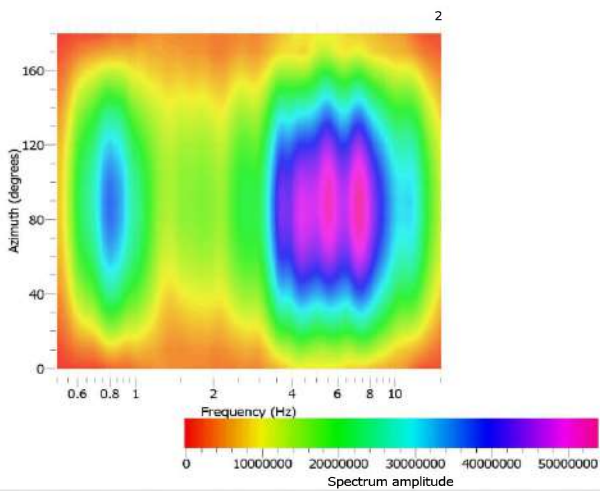


Рис.4. Спектрограмма записи взрыва на станции «Восточная»

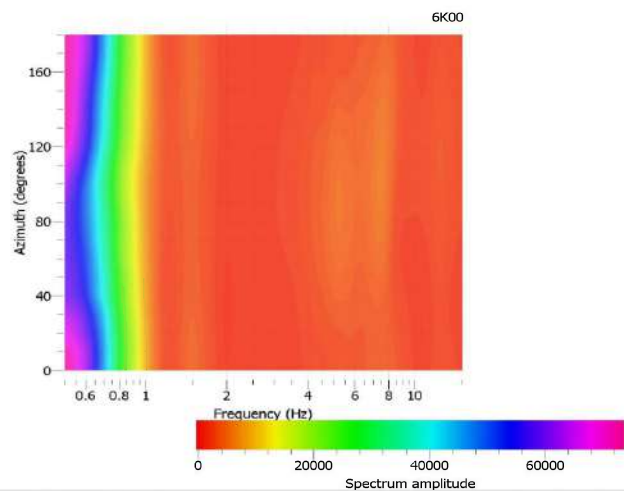


Рис.7. Спектрограмма записи взрыва на пункте Деформация 50

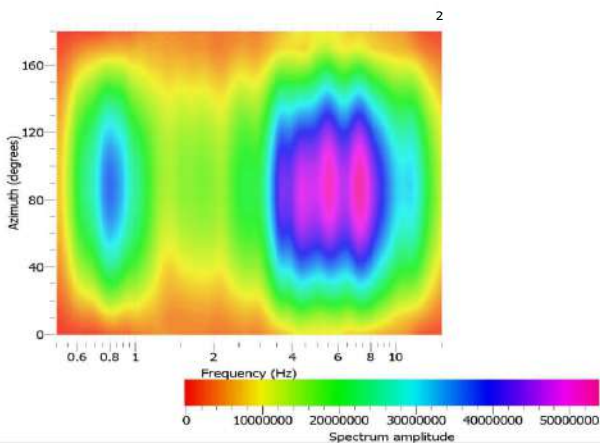


Рис.5. Спектрограмма записи взрыва на станции «Северная»

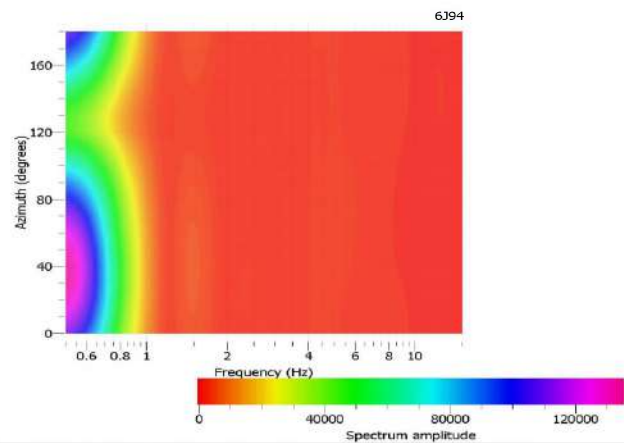


Рис.8. Спектрограмма записи взрыва на пункте Деформация 55

блока оцифровки -24 бита. Здесь, так же как и в карьере Мурунтау, для обработки данных пяти цифровых регистраторов установленных согласно схеме (рис.9) использовалась программа Geopsy, портированная под Windows XPSP3. Запись взрыва произведена с использованием пяти цифровых регистраторов и одного акселерометра (в ближней зоне). По ним производится оценка реакции бортов карьера Кальмакыр на динамическое воздействие. Пункты регистрации: станция северная, восточная, южная, деформация №50 и деформация №53 карьера Кальмакыр. Также в ближней зоне карьера Кальмакыр был установлен акселерометр CMG-5TDE. На рис. 9 приведена схема размещения приборов по

бортам карьера Кальмакыр. Для оценки влияния сейсмических воздействий взрывов на борта карьера произведена синхронная запись взрыва на пяти точках (рис.9).

Коэффициент демпфирования упругих колебаний для пунктов регистрации в карьере Кальмакыр показано в табл.4 ниже.

Анализ спектров показывает, что наблюдаются два пика: первый на частоте 3 Гц, а второй на частоте 12 Гц. Очевидно, что взрывы генерируют кроме ударной волны в породах, также и низкочастотную волну. Синхронная регистрация взрыва на карьере Мурунтау показала следующее: В ближней зоне при подрыве 900 т взрывчатки интенсивность сейсмических воздействий превышает 6 баллов; На бортах карьера

Таблица 1

Значения скорости смещения и ускорения грунтов по бортам карьера Мурунтау

Пункт регистрации	Восток-Запад, мм/с	Север-Юг, мм/с	Вертикальная, мм/с	Наибольшая интенсивность в баллах
Южная	3,55	3,61	3,66	3,5
Восточная	2,85	2,90	2,94	3,5
Северная	7,80	7,4	8,42	4,5
Деформ.50	1,16	1,75	1,57	3,0
Деформ.55	0,46	0,35	0,42	2,0
Закладка	58,46 см/с ²	43,03 см/с ²	43,78 см/с ²	>6

Таблица 2

Коэффициент демпфирования упругих колебаний для пунктов регистрации в карьере Мурунтау

Пункт регистрации	Восток-Запад, %	Север-Юг, %	Вертикальная, %
Восточная	13,0	8,9	8,6
Северная	13,0	8,9	8,6
Южная	0,95	81,1	15,1
Деформ.50	19,1	17,0	132,9
Деформ.55	19,0	17,2	132,7

Таблица 3

Значения скорости смещения и ускорения грунтов по бортам карьера Кальмакыр

№ пункта регистрации	Компонента			Интенсивность в баллах по шкале MSK-64
	Восток-запад, мм/с	Север-юг, мм/с	Вертикальная, мм/с	
50 (велосиметр)	4,3	3,7	3,5	4,0
48 (велосиметр)	0,34	0,53	0,16	2,0
47(велосиметр)	10,7	11,2	10,6	5,0
46(акселерометр)	1,96 см/с ²	2,09 см/с ²	2,37 см/с ²	3,0
51(акселерометр)	22,77 см/с ²	16,95 см/с ²	14,44 см/с ²	5,0

Таблица 4

Коэффициент демпфирования упругих колебаний для пунктов регистрации в карьере Кальмакыр

Пункт регистрации	Восток-Запад, %	Север-Юг, %	Вертикальная, %
50 (велосиметр)	30	0,95	0,94
48 (велосиметр)	44,0	8,4	9,4
47 (велосиметр)	7,8	0,9	11,0
46 (акселерометр)	6,9	2,1	0,95
51 (акселерометр)	3,0	18,7	9,9



Рис.9. Схема размещения пунктов регистрации в карьере Кальмакыр (основа схемы заимствована из Google earth)

интенсивность составила от 2 до 4,5 баллов. На оползнеопасных участках на спектре сейсмограмм отсутствует высокочастотная составляющая, что свидетельствует о высокой степени «рыхлости» массива. Также, желательно проведение подобных исследований на бортах карьера.

Сейсмометрические исследования по периметру и бортам карьера Кальмакыр показали следующее.

Регистрация взрыва позволила определить уровень сейсмических воздействий. Получены значения от 2 до 5 баллов. 5 баллов зарегистрированы в ближней от взрыва зоне, на расстоянии 65 м.

Библиографический список:

1. Черкашин С.Г., Дроздов А.В., Мельников А.И. Оценка состояния бортов карьера «Нюрбинский» по результатам гидрогеомеханического мониторинга // Международный журнал прикладных и фундаментальных исследований. 2015. № 5. С. 276-281.
2. Методы и системы сейсмодформационного мониторинга техногенных землетрясений и горных ударов // Том 1. Интеграционные проекты, выпуск 24. 2004 г. 319 с.
3. Сайидкасимов С.С. Оценка устойчивости подрабатываемых бортов карьера при комбинированной разработке золоторудных месторождений в районах со сложными сеймотектоническими условиями.// Горный информационно-аналитический бюллетень. 2016. №6. С. 289-310.
4. Гончаров А.И. и др. Сейсмическое воздействие взрывов на рудниках и карьерах. // Записки Горного института. С.175-180.
5. Brian W. Stump and David P. Anderson. Analysis of Mining Explosion Performance. Department of Geological Sciences // Southern Methodist University. 1995. pp.1-40.
6. Aloui M, Bleuzen Y, Essefi E, Abbes C (2016) Ground Vibrations and Air Blast Effects Induced by Blasting in Open Pit Mines: Case of Metlaoui Mining Basin, Southwestern Tunisia // J Geol Geophys 5: 247-PP.

ИСТОРИЯ И ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗВИТИЯ ГАММА-АКТИВАЦИОННОГО АНАЛИЗА РУДНИКА МУРУНТАУ

Мақолада гамма-активлашган усули билан олтин учун геологик намуналарни таҳлил қилишнинг янги турини ишлаб чиқиш тарихи байон этилган. Навоий кон-металлургия комбинатининг Марказий кон башқармаси Мурунтау конида гамма активлашган таҳлил лабораториясининг йаратиши ҳақида байон этилган. Ўзбекистонда ва дунёда олтин, қумуш ва ноёб металлар учун гамма-активлашган таҳлили истиқболлари кўрсатилган.

Таянч иборалар: олтин, гамма-активлашган таҳлил, лаборатория йаратилиш тарихи, НКМК нинг ривожланиши.

The article describes the history of the development of a new type of analysis of geological samples for gamma-activated gold method. The Central Mining Administration of the Navoi Mining and Metallurgical Combine announces the creation of a gamma-activated analytical laboratory at the Muruntau deposit. The prospect of gamma-activated analysis of gold, silver and rare metals in Uzbekistan and around the world.

Key words: gold, gamma-activated analysis, the history of the laboratory, the development of NMMC.

Точный элементный анализ минеральных руд является важнейшим аспектом в горной промышленности и в обработке минералов. От первоначальных исследований новых месторождений и описания их содержания вплоть до добычи, извлечения металлов и сбыта конечной продукции, горнодобывающие компании должны знать класс материалов с которыми они работают.

Золото является одним из важнейших мировых металлов. Количественный анализ золота осложняется тем, что его коммерческая добыча осуществляется при очень низких концентрациях (несколько частей на миллион или ppm) и встречающиеся в природе отложения часто очень неоднородны. Наиболее широко используемый метод пробирного анализа, является сложным химическим процессом, который включает в себя плавление небольших количеств измельченной руды с оксидом свинца и другими реагентами, чтобы извлечь золото в виде маленьких гранул. Этот метод занимает много времени, требует особо чистых реагентов и очень тщательных процедур контроля качества для поддержания точности. К тому же пробирный анализ, это весьма дорогостоящий метод определения благородных металлов в рудах и продуктах их переработки.

Большое золотое месторождение, шахта или карьер может генерировать сотни тысяч проб в год для анализа и лаборатория должна проводить миллионы анализов в год. Это подразумевает тысячи образцов в день и время отведенное на анализ одной пробы не должно превышать одной минуты. При этом масса пробы должна составлять по меньшей мере несколько сотен грамм, для минимизации влияния неоднородности руды. Гамма-активационный анализ (ГАА), является не деструктивным анализом, т.е. материал пробы не разрушается и может многократно подвергаться исследованиям.

Золото можно анализировать с высокой чувствительностью используя нейтронно-активационный метод анализа, но его главными недостатками являются относительно длительный период полураспада Au^{198} - 2,7 дня и длительная выдержка образца для минимизации активности более распространенных порообразующих элементов. Для получения большого потока тепловых нейтронов нужно использовать ядерный реактор. Эти требования делают нейтронно-активационный анализ слабо пригодным для коммерческого использования.

Альтернативным подходом являются фотоядерные реакции. Это ядерные реакции возникающие под действием фотонов высоких энергий или гамма-квантов.

Как исходные гамма-кванты, так и гамма-кванты от активированных ядер имеют высокую проникающую способность.

Это означает, что можно проводить измерение образцов с большой массой. При соответствующем выборе энергии падающего излучения, времени облучения и охлаждения, метод может быть селективным. Имеются компактные источники гамма-квантов высоких энергий, основанные на тормозном излучении от ускорителей электронов. Такие источники широко используются как в медицине, так и в промышленности.

Для определения золота используется следующая ядерная реакция – ядро изотопа золота Au^{197} под воздействием гамма-кванта переходит в изомерное метастабильное состояние Au^{197m} и спустя некоторое время возвращается в нормальное (исходное) состояние, испустив гамма-квант с энергией 279 KeV. Период полураспада Au^{197m} составляет 7,73 s. По активности данной линии можно определить количество золота в пробе. Для активации данного изотопа необходимо использовать тормозные гамма-кванты энергией 8 MeV. Этой энергии недостаточно для возбуждения основных порообразующих элементов, благодаря чему снижается количество мешающего излучения. Весь цикл анализа – облучение, охлаждение и измерение укладывается в одну минуту, что обеспечивает высокое быстродействие.

История Центральной лаборатории гамма-активационного анализа (ЦЛГАА) начинается с 1972 года, когда в связи с нарастающими объемами опробования, НГМК вышел с просьбой на Академию Наук СССР разработать экспрессный, высоко-производительный метод анализа на золото в горных породах и рудах с высокой чувствительностью и с аналитической навеской около 0,5 кг. На совещании под председательством президента Академии наук А.П. Александрова рассматривалось пять предложений. Победило предложение, разработанное во Всесоюзном научно-исследовательском институте радиационной техники (ВНИИРТ) г. Москвы, под руководством Ю.Н. Бурмистенко. В этом же году основатель лаборатории и её первый начальник Бароха Николай Васильевич встретился с Ю.Н. Бурмистенко на всесоюзной конференции по активационным методам анализа в г. Ташкенте и ему было предложено подключиться к этой работе. К 1974 году был разработан проект лаборатории.

Первый год пришлось заниматься размещением заказов на уникальное оборудование. К началу строительства лаборатории в 1975 году надо было набирать специалистов и обучать их работе, которой еще никто не занимался. Приехали молодые инженеры-физики из Свердловского УПИ И.П. Вьюшков и В.С. Попов, приступил к работе выпускник ТашПИ М.М. Сатанов, начальником ремонтной группы был назначен Н.А. Луценко. Они обучались работе в процессе монтажа и наладки уникального оборудования.

Мельников Л.Н.
начальник ЦЛГАА
ЦРУ НГМК



Мингбоев Х.С.
заместитель начальника
ЦЛГАА ЦРУ НГМК



Ермаков К.С.
начальник группы
технического контроля
ЦЛГАА ЦРУ НГМК



В качестве источника гамма-квантов был выбран линейный ускоритель электронов ЛУЭ-8-5А. Работы по линейным ускорителям возглавлял начальник лаборатории научно-исследовательского института экспериментальной физики (НИИЭФА) г. Ленинграда В.И. Мунтян, деятельное участие в монтаже, наладке оборудования, разработке методики анализа принимал Ю.Н. Бурмистенко.

Очень большое внимание созданию лаборатории уделял Н.И. Кучерский, который будучи главным инженером ЦРУ по долгу службы и велению души вникал в работу в этой неисследованной области. Он постоянно держал на контроле все вопросы, связанные с созданием лаборатории вплоть до выделения жилья молодым специалистам.

В октябре 1976 года лабораторию первый раз посетил Е.П. Славский – Министр среднего машиностроения. К этому времени линейный ускоритель электронов в ЦЛГАА был запущен и получен первый пучок гамма-квантов.



Рис. 1. Специалисты ЦЛГАА, общая фотография, 1977 год

С 1977 года лаборатория гамма-активационного анализа ЦЛГАА выполняет определение содержания золота в горных породах и рудах на руднике «Мурунтау».

Благодаря работе ЦЛГАА возможно оперативное обеспечение анализами потребностей горного производства, задействованных на отработке золоторудных месторождений Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау и др., геологоразведочной экспедиции НГМК, а также оказывать услуги сторонним организациям. Со времени запуска ЦЛГАА выполнено уже более двадцати миллионов анализов.

С развитием горного производства НГМК, с вводом в разработку новых карьеров и месторождений, увеличивается и поток проб направляемых в ЦЛГАА. Требования к производительности ЦЛГАА постоянно растут. Если в 1980 году ЦЛГАА выполнило 300 000 анализов за год, то в 2018 году проанализировано уже 1 192 410 проб. На 2019 год запланировано выполнение 1 400 000 анализов проб. (Рис.2)

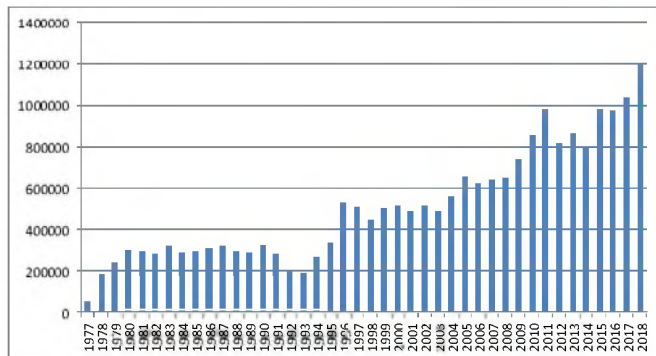


Рис. 2. Количество анализов произведенных в ЦЛГАА за 1977-2018 годы.

Работа ведется круглосуточно и без выходных. В настоящее время ежедневно ЦЛГАА выполняет более 3500 анализов геологических проб. С начала деятельности лаборатории при проведении гамма-активационного анализа в ЦЛГАА, для измерения наведенной в геологической пробе радиоактивности использовались сцинтилляционные детекторы. Эти детекторы были выбраны за большой объем рабочей

части (кристалла сцинтиллятора) и большую чувствительность к гамма-квантам.

Они имели энергетическое разрешение в области 661 KeV порядка 9 % (60 KeV).

Для решения задач, которые были поставлены перед лабораторией в 1976 году по выполнению анализов на золото с порогом определения 0,6 *г/м*, сцинтилляционные детекторы отлично выполняли свою работу. Но сегодня, спустя сорок лет требования изменились. В настоящее время вовлекаются в разработку более бедные золотосодержащие руды, начиная с 0,2 *г/м*. Нельзя оставлять без внимания и сопутствующие золоту металлы, в первую очередь серебро и множество редкоземельных металлов.

Такие задачи могут выполнять полупроводниковые детекторы, имеющие энергетическое разрешение на линии 661 KeV не хуже 1,6 KeV, что превышает возможность сцинтилляционного детектора примерно в 37 раз. Данные детекторы позволяют увидеть более тонкую структуру спектра пробы и выделять пики элементов редкоземельных элементов.

В 2015 году руководством НГМК была поставлена задача по снижению порога определения по золоту до 0,2 *г/м* и по серебру - 1,0 *г/м*, в связи с вовлечением в переработку руд с низким содержанием.

Данная задача включала в себя разработку концепции поэтапного вовлечения в разработку геологических и техногенных объектов с учетом приоритетов и передислокации оборудования, разработку единого календарного графика горных работ и разработку погоризонтных планов отработки совмещенного карьера Мурунтау-Мютенбай в контурах V очереди. В контурах оптимального карьера V очереди стал возможен значительный прирост запасов руды (более чем в два раза) при пересчете запасов по бортовому содержанию 0,5 *г/м*.

В середине 2016 года специалистами фирмы "Baltic Scientific Instruments" (далее "BSI") и специалистами Центральной лаборатории гамма-активационного анализа проведены работы по установке системы детектирования на основе детекторов из особо чистого германия GCD-45180 (Рис. 4) вместо сцинтилляционных спектрометров (Рис.3).

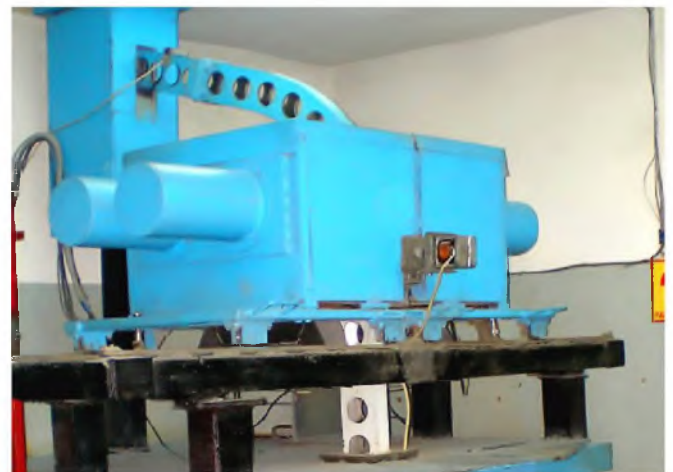


Рис. 3. Внешний вид измерительной части комплекса с системой детектирования на сцинтилляционных детекторах

В перспективных планах развития ГП НГМК намечена отработка новых месторождений, как золоторудных с промышленным содержанием серебра, так и коренных комплексных месторождений уран-молибден-ванадиевых и уран - редкоземельных металлов.

Для реализации этих планов между НГМК и Институтом ядерной физики (ИЯФ) Академии наук Республики Узбекистан в 2017 году был заключен договор о проведении научно-исследовательской работы (НИР) по теме:

«Модернизация установки гамма-активационного анализа (ГАА) рудника «Мурунтау» НГМК для определения содержания серебра, редких и редкоземельных металлов в геологических пробах».

Если сравнить два спектра стандартного образца РЗК-3 (рис.5), то видно, что полупроводниковый детектор позволяет обработать активационные гамма-пики большего количества элементов.



Рис. 4. Внешний вид измерительной части комплекса с системой детектирования на основе детекторов из особо чистого германия GCD-45180

В настоящее время завершен первый этап НИР, этап теоретических изысканий и ознакомления с возможностями установки гамма-активационного анализа ЦЛГАА. Институт ядерной физики подготавливает рекомендации по параметрам анализа геологических руд на редкоземельные металлы.

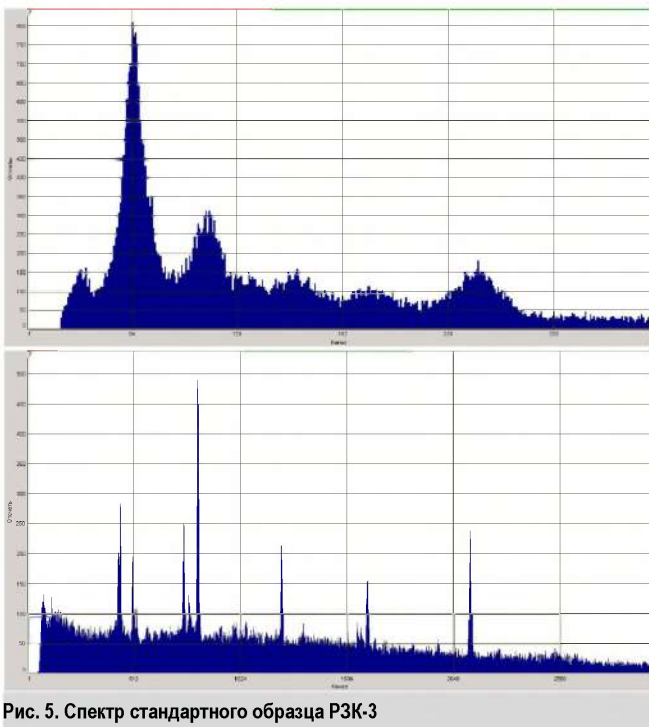


Рис. 5. Спектр стандартного образца РЗК-3

В условиях ЦЛГАА совместно с ИЯФ проведен ряд исследований на образцах различных горных пород и руд содержащих отдельные редкоземельные элементы. Обработка полученных спектров проводится в ИЯФ (рис.6).

Необходимо упомянуть о такой немаловажной особенности гамма-активационного как стоимость анализа. Цена анализа одной пробы в ЦЛГАА составляет порядка одного доллара США, что более чем в двадцать раз дешевле стоимости анализа в других лабораториях. Это происходит за счет снижения требований к пробоподготовке и большой скорости анализа. Материал пробы не надо истирать до сотых долей миллиметра, достаточно крупности 1-3 мм.

В последнее время в странах СНГ и дальнего зарубежья, у предприятий занятых в горнодобывающей отрасли, стал проявляться интерес к гамма-активационному анализу геологических проб.

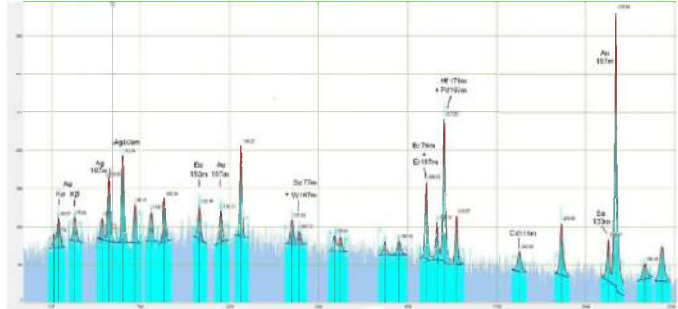


Рис. 6. Спектр полупроводникового детектора с пиками золота и редкоземельных металлов.

Австралийская компания Chrysol Corporation, после нескольких лет исследований разработала и предлагает горнодобывающим компаниям свою мобильную установку Chrysol™ PhotonAssay для проведения анализа проб на золото. Производительность установки – 70 проб в час, стоимость одного анализа от 5 до 10 долларов. (рис.7).

В России научно-производственное предприятие ООО НПП «Корад» совместно с компанией «BSI» после проведения модернизации ЦЛГАА, готовы представить свою версию установки гамма-активационного анализа. В конце 2019 года планируется, что их разработка будет презентована российским горнодобывающим предприятиям и компаниям.



Рис. 7. Система Chrysol (из презентации производителя)

Учитывая долгосрочные программы, направленные на ускоренное развитие, модернизацию и расширение производств Навоийского ГМК, в том числе стратегических видов продукции как золото, серебро и прочих видов промышленной продукции, можно уверенно сказать, что у Центральной лаборатории гамма-активационного анализа рудника Мурунтау, появляются новые возможности влиять на увеличение сырьевой базы Кызылкумского региона и реальные перспективы быть лучшей в горной промышленности. Метод ГАА незаменим при разведке и разработке месторождений полезных ископаемых, когда необходимо оперативно анализировать большое количество проб и при этом иметь возможность проводить многоэлементный анализ. Исследования показывают, что способ обработки информация полученной по данным гамма-активационного анализа обеспечивает получение надежных результатов, которые не уступают данным пробирного анализа, хорошо согласуются с ними и даже превосходят их по точности. Мы можем гордиться тем, что уже более сорока лет ЦЛГАА работает на благо Навоийского горно-металлургического комбината, является уникальным комплексом и единственной в мире действующей лабораторией гамма-активационного анализа в горном производстве.

Библиографический список:

1. Краткий отчет о проведении пуско-наладочных работ по установке системы на основе детекторов из особо чистого германия GCD-45180 в гамма-активационный комплекс «Аура».
2. Научный отчет, I-этап работ по договору № 33/17 от 01.12.2017г. НИР по теме: «Модернизация установки гамма-активационного анализа рудника «Мурунтау» НГМК для определения содержания серебра, редких и редкоземельных металлов в геологических пробах».
3. Ю.Н. Бурмистенко «Фотоядерный анализ состава вещества». Москва, Энергоатомиздат, 1986 г. 243 с.
4. Информационная записка по гамма-активационному анализу для определения содержания золота и серебра. ОАО «Павлик», Россия, 2019г.

ОСОБЕННОСТИ ЛОКАЛИЗАЦИИ ПРОМЫШЛЕННЫХ КОНЦЕНТРАЦИЙ ЗОЛОТОРУДНЫХ ОБРАЗОВАНИЙ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АМАНТАЙТАУ

Олтин рудаси sanoat konsentratсиясининг локализатсияси, sanoat рудалари зоналиги ва ГМЗ-5. НКМК хом-ашё базасининг характеристикалари белгиланди.

Таянч иборалар: олтин, геологик ва sanoat типлари, зона худуди, ГМЗ-5 хом-ашё базаси.

The features of the localization of industrial concentrations of gold ore, the zonality of industrial types of ores and the characteristics of the raw material base GMZ-5 NGMK are established.

Key words: gold-bearing, geological and industrial types, zonality, raw materials base GMZ-5.

Хамроев И.О.,
Заместитель главного
геолога по основной
деятельности ГП НГМК,
К. Г.-М. Н.



В данной статье рассматриваются вопросы золотоносности Узбекистана, геолого-промышленные типы, особенности локализации промышленных концентраций, золоторудных образований месторождения Амантайтау, как основная сырьевая база нового золотоизвлекающего комплекса ГМЗ-5 в Центральном Кызылкумах.

Территория Узбекистана занимает всего 0,28 % от земной суши. Лишь два государства мира имеют аномальное значение показателя по удельной продуктивности на 1 км² суши – ЮАР и Узбекистан (соответственно 73,25 и 26,29 кг золота на 1 км² суши). Удельная продуктивность разведанных запасов золота на единицу площади геологоразведочных работ (ГРП) по геолого-экономическим районам Узбекистана располагаются в следующей последовательности (в скобках показатель 1 кг. золота на 1 км² выходов докембрийских образований ГРП): Тамдытауский (274,6) – Кураминский (225,5) – Букантауский (96,0) – Северо-Нуратинский (79,0) – Южно-Нуратинский (9,7) – Зирабулак-Зиаэтинский (6,0) [1]. Следовательно, именно эти особенности аномального значения показателя по удельной продуктивности и выявленные месторождения золота рассматривает Узбекистан в качестве одного из ведущих золотоносных регионов мира. Золото относится к тем металлам месторождения, которые формируются в различные геологические эпохи и в разнообразных геологических условиях. В отличие от многих других металлов наиболее крупные месторождения золота сформировались в протерозойскую эпоху, и именно в это время возникли уникальные золоторудные конгломераты Витватерсранда. Докембрийские месторождения золота встречаются почти во всех районах развития древних протерозойских и архейских толщ в Африке, Канаде, Бразилии, Индостане, Китае. В Каледонскую эпоху возникли золоторудные месторождения в Северном Казахстане и Кузнецком Алатау, Сибири (Россия). В Узбекистане месторождений золота, связанных с этой эпохой неизвестно, однако есть предпосылки их обнаружения в Ауминзатау. Практически все месторождения Узбекистана сформировались в герцинскую эпоху. В эту же эпоху образовались Бендиго и некоторые другие крупные месторождения Австралии. Для зарубежных стран наиболее продуктивными по золоту оказались докембрийская и альпийская эпохи, которые в сумме дают до 90 % золота, а в Узбекистане - герцинская эпоха [2].

Минерально-сырьевая база золотодобывающей промышленности Республики формируется из промышленных запасов порядка 60-ти месторождений, учтенных Государственным балансом (Госбаланс). Выделено три основных собственно золотых геолого-промышленных типа эндогенного оруденения: золото-кварцевые, золото-сульфидно-кварцевые и золото-сульфидные и два комплексных: золото-серебряный и золото-медно-порфировый. Геолого-промышленные типы, способ отработки и технология переработки собственно золотых месторождений, числящихся на балансе Навойского ГМК (в разрезе гидротехнологических заводов) иллюстрировано в таблице 1.

К золото-кварцевому типу относятся месторождения с убого и малосульфидными рудами. Суммарное количество сульфидных минералов от 1 до 3-5 %. Золото в рудах, как правило, свободное в кварце и частично в сульфидах, распределение неравномерное. По морфологии рудных тел, типам магматических и осадочных рудовмещающих пород

и околорудных метасоматитов, составу руд в золото-кварцевом типе выделено два подтипа – Мурунтауский (Мурунтау, Мютенбай, Беспантау, Трида, Аристантау, Умид и др.) и Зармитанский (Чармитан, Гужумсай, Урталик и др.).

К золото-сульфидно-кварцевому типу относятся месторождения, где сульфиды (пирит, халькопирит, блеклые руды, галенит, сфалерит), другие рудные минералы составляют в сумме от 6 до 25 % (чаще всего от 10 до 15 %). Золото в рудах как свободное в кварце, так и связанное с сульфидами, теллуридами и сульфосолями. По вышеуказанным признакам в золото-сульфидно-кварцевом типе выделено два подтипа – Зиаэтинский (месторождения и рудные тела Зиаэтинского рудного поля), Маржанбулакский (минерализованные зоны и жилы в терригенных породах).

К золото-сульфидному типу относятся месторождения, где в составе руд основную роль играют пирит, арсенопирит, реже халькопирит, антимонит и др. сульфиды, количество которых более 25 % состава руд. Из жильных иногда кварц и карбонат. Первичное золото тесно связано с сульфидами, золото «упорное». В окисленных рудах этого типа золото свободное и высокопробное. По указанным выше признакам в описываемом типе выделено три типа – Даугызтауский, Амантайтауский и Кокпатаский.

Амантайтауский подтип с рудными телами в виде линз и секущих минерализованных зон залегают также в углеродистых терригенных породах с единичными безрудными дайками, но его яркая отличительная особенность – высокая сульфидность руд (до 70 %). По существу это золото – (арсенопирит) – пиритовая, золото-арсенопирит-пирит-кварцевая (в том числе золото-колчеданная) подтипы. Форма нахождения золота в рудах преимущественно субдисперсная, связанная с пиритом и арсенопиритом – 81,5 % свободного золота – 10,7 %, золото высокопробное.

Золото-(арсенопирит)-пиритовая и золото-арсенопирит-пирит-кварцевая (в том числе золото-колчеданная) руды месторождения Амантайтау являются продуктом переработки нового в этом регионе перерабатывающего комплекса ГМЗ-5 НГМК. Наиболее точное определение пространственного положения и границ ассоциаций, геолого-промышленных типов и других геологических признаков в горном массиве рудных зон с промышленным содержанием золота и применение способов выемки рудных тел, обеспечивающих наименьшие потери руды и ее разубоживание вмещающими породами в конечном счете дают возможность получения максимальной прибыли от разработки месторождения и от переработки минерального сырья на перерабатывающем комплексе. Поэтому ниже предлагается рассмотреть особенности локализации золоторудных образований месторождения Амантайтау.

Разведочными работами на месторождении Амантайтау выявлено восемь рудных зон, включающих 12 наиболее крупных тел, имеющих субмеридиональное и северо-западное простирание приуроченных к технологически ослабленным зонам (милонитизации, дробления, смятия) и метасоматически измененным породам (рис.1). Рудные зоны заблокированы структурами северо-восточного, субширотного направления и обладает сложным внутренним строением с линзовидным, жильным, пластово-струевидным, нередко зональным распределением рудной минерализации, кулисообразным расположением отдельных линз, жил,

Таблица 1

Геолого-промышленные типы, способ отработки и технология переработки руд золоторудных месторождений, числящихся на балансе НГМК (в разрезе гидрометаллургических заводов)

№№ п/п	Геолого-промышленный тип (месторождения, рудное поле)	Морфология рудных зон, тел	Рудовмещающие породы, их возраст и окорудные изменения	Промышленные типы руд	Способ отработки	Технология отработки руд и % извлечения (Σ) металла
1	2	3	4	5	6	7
ГМЗ-1						
1.	Золото-кварцевый. Мурунтауский подтип (Аристантау, Умид, Западный Умид и др.)	Круто- и пологопадающие жильно-прожилковые минерализованные зоны	Углеродистые кварцевослюдистые сланцы, песчаники, алевролиты (ОЗ-S1), полевошпат-кварцевые, альбит-хлоритовые метасоматиты	Золото-кварцевые, золото (пирит-арсенопирит), кварцевые	открытый	Гравитация, цианирование, EАu=82-84
2.	Золото-сульфидно-кварцевый. Месторождения и рудные тела Зиаэтдинского рудного поля	Системы одиночных и сближенных крутопадающих прожилково-кварцевых жил переходящих в минерализованные мало-мощные зоны (мелкие штокверки)	Метаморфизованные эффузивно-терригенные отложения Катармайской свиты нижнего девона	Золото-сульфидно-кварцевые руды	подземный (частично открытый)	Гравитация, цианирование, EАu=82-84
ГМЗ-2						
3.	Золото-кварцевый. Мурунтауский подтип. (Мурунтау, Мютенбай, Бесалантау и др. средние и мелкие объекты)	Расслоенный штокверк, осложненными стержневыми жилами и зонами прожилковой минерализации, в мелких и средних объектах минерализованные зоны	Углеродистые кварцевослюдистые, сланцы, песчаники	Золото-шеелит кварцевый со свободным золотом, золото (пирит-арсенопирит)–полевошпат-кварцевый	открытый	Гравитация, цианирование, EАu=88-90
ГМЗ-3						
4.	Золото-сульфидный. Кокпатаский, Даугызтауские подтипы (мышьяковистый) – залежи в терригенно-вулканогенных и терригенных породах (Кокпатас, Даугызтау, Асауак, Аджибугут и др.)	Крутопадающие и пологопадающие, пласто- и линзообразные с раздувами и пережимами	Углеродистые песчаники, алевролиты, сланцы туфоалевролиты С2 (Кокпатас) и О2-S1 (Даугызтау)	Золото-пирит-арсенопирит с упорным золотом в сульфидных, золото-гидроокисный в окисленных рудах со свободным золотом	открытый	1. Флотация, биовыщелачивание, цианирование первичных руд EАu=74-76; 2. Гравитация, цианирование окисленных руд EАu=80-85
ГМЗ-4						
5.	Золото-кварцевый Зармитанский подтип жильный вулканогенно-осадочных и интрузивных породах (Чармитан, Гужумсай, Урталик и др.)	Системы сближенных крутопадающих жил	Граносиениты С2m, ороговикованные сланцы, алевролиты S1. Гумбеиты, березиты	Золото-кварцевый, золото-шеелит, кварцевый, золото-сульфидно-кварцевый со свободным золотом	открытый, подземный	Глубокая гравитация, цианирование EАu=92-93
ГМЗ-5						
6.	Золото-сульфидный Амантайтауский подтип минерализованные зоны и колчеданные тела углеродистых терригенных и вулканогенных породах (Амантайтау, Узунбулак)	Линзы и зоны прожилково-жильных и вкрапленных руд	Углеродистые кварцевослюдистые сланцы, песчаники, алевролиты с линзами андезитобазальтов S1. Кварцевые, фельдшпатиты, пропилиты, березиты	Золото-сульфидный со связанным золотом (золото-колчеданный), золото-сульфидно-кварцевый со свободным золотом, золото-пирит-карбонат-кварцевый	комбинированный	1. Флотация или гравитация пиротиталлургия, цианирование первичных руд EАu=85-90; 2. Гравитация, цианирование окисленных руд EАu=85-90
МЗИУ						
7.	Золото-сульфидно-кварцевый. Марджанбулакский подтип. Минерализованные зоны и жилы в терригенных породах (Марджанбулак)	Штокверки, плито- и линзообразные тела	Углеродистые алевролиты, песчаники, сланцы, гравелиты V-E1	Кварц-хлорит-арсенопиритовый, золото-полусульфидный	открытый	Прямое цианирование окисленных руд EАu=70-80, гравитационно-флотационный с обжимом первичных руд EАu=65-74

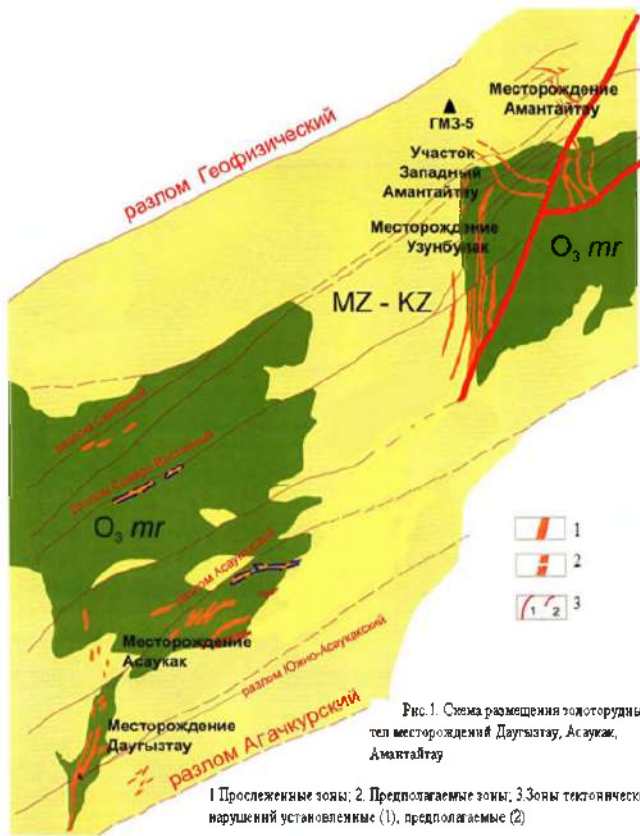


Рис.1. Схема размещения золоторудных тел месторождений Даугыстау, Асаукак, Амантайтау

Рис.1. Схема размещения золоторудных тел месторождений Даугыстау, Асаукак, Амантайтау

где богатые руды как правило, сложены золотоколчеданными жилами (рис.2).

Гидротермальная проработка рудовмещающих пород и рудообразование, по данным В.Ф. Проценко и др. [3], Н.В. Котов и др. [4], на месторождении Амантайтау представляется следующим образом: серицитизация, альбитизация, карбонатизация, графитизация в сопровождении кварцево-жильных и колчеданных жильно-метасоматических образований в первых двух стадиях

Промышленные концентрации золота приурочены к ранним серицитизированным породам и колчеданам. Последующие этапы метасоматоза накладываясь, приводили к их разубоживанию, за исключением совмещения карбонатов с колчеданами, когда образовались баночные руды.

На Даугыстауском месторождении работами Н.В. Котова и др. [4] выделены следующие типы изменений вмещающих пород: серицитизация, альбитизация, карбонатизация, графитизация в сопровождении кварцево-жильных, сульфидных и хлоритовых метасоматитов в первых трех стадиях, в которых серицитизация на Даугыстау и неразрывно связанная с ней колчеданы параллелизуются с рудной серицитизацией Амантайтау.

Различие заключается в меньшем содержании сульфидов и более низкой температуре рудообразования на Даугыстау. Сопоставление жильно-метасоматического альбита по его соотношению с рудными серицитизациями и колчеданными рудами Амантайтау и биотит двухполевошпатовыми метасоматитами Мурунтау, форме их выделений в сочетании с хлоритом, серицитом, кварцем, позволят отождествлять хлорит-серицит-альбитовые породы Мурунтау и Амантайтау (Котов и др. [4]). В связи с тем, что все процессы, последовавшие на обоих месторождениях однотипны, а последние в достаточной степени отождествлены, то рудная серицитизация и колчеданные руды на Амантайтау (как концентрированная форма Даугыстауского рудометасоматического процесса) является низкотемпературными аналогами рудных биотит-двухполевошпатовых метасоматитов Мурунтау.

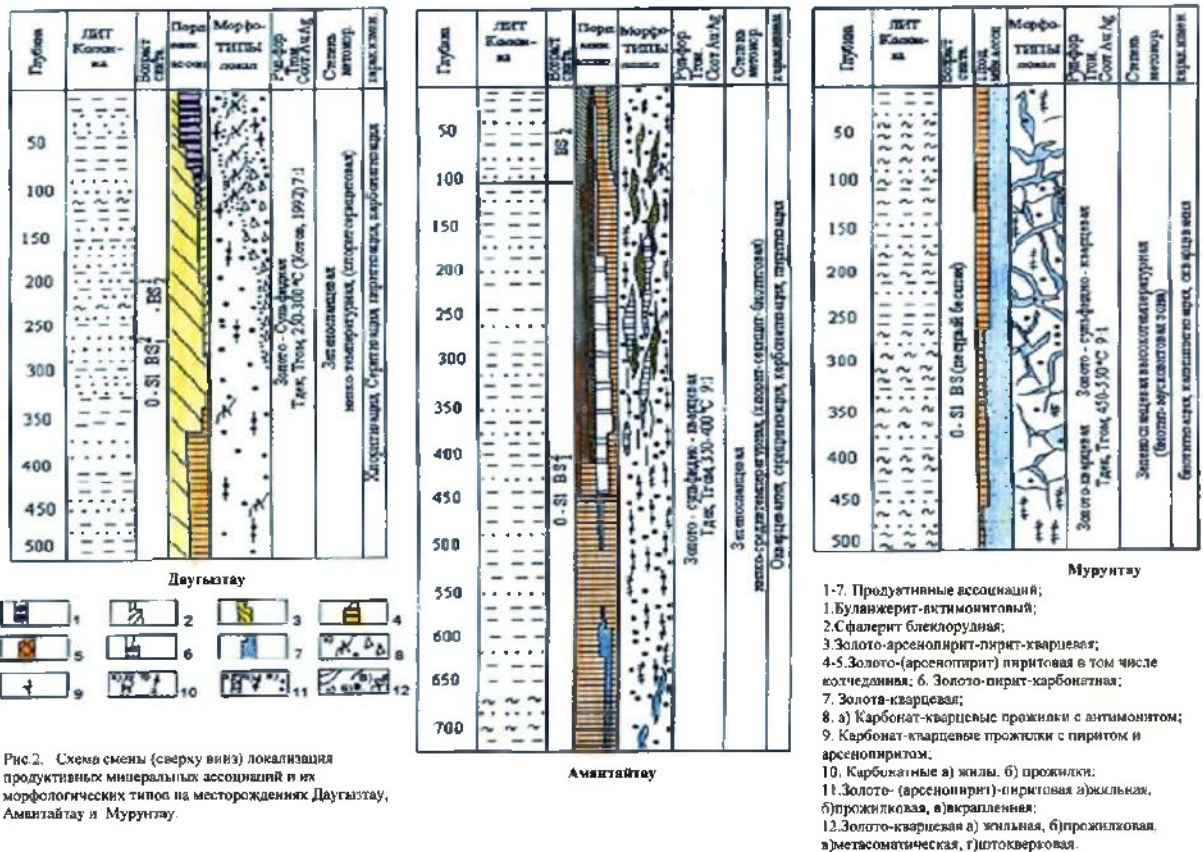


Рис.2. Схема смены (сверху вниз) локализация продуктивных минеральных ассоциаций и их морфологических типов на месторождениях Даугыстау, Амантайтау и Мурунтау.

Рис.2. Схема смены (сверху вниз) локализация продуктивных минеральных ассоциаций и их морфологических типов на месторождениях Даугыстау, Амантайтау и Мурунтау

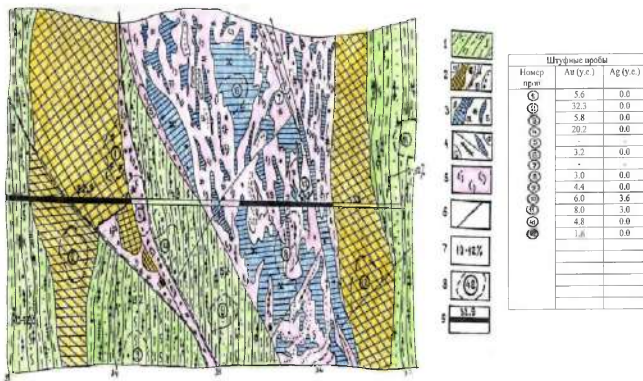


Рис.3. Развитие колчеданных (кварц-сульфидных) жил и прожилково-вкрапленной минерализации на структуре р.м.-II (р-10-33-10 Северо-Западная стена, гор. +20 м, масштаб 1:25, Северный Амантайтау).

1. Углифицированные песчаники, алеролиты, сланцы; 2. а) Колчеданная жила, б) прожилки вне масштаба, в) вкрапленность; 3. Метосамотические изменения а) хлорит-кварцевые, б) кварцевые; 4. Прослойные кварцевые прожилки а) в масштабе, б) вне масштаба; 5. Катаклазиты; 6. Разломы; 7. Показатель (в%) интенсивности сульфидной минерализации; 8. Место отбора штуфных проб, образцов, шлифов, аншлифов; 9. Линия бороздowego опробования и содержания Au г/т. Ag г/т

Промышленная ценность руд месторождения Амантайтау обусловлена проявлениями трех ассоциаций: золото-(арсенопирит)-пиритовой вкрапленной и прожилково-жилной (золото-колчеданной), золото-пирит-арсенопирит-кварцевой прожилковой, вкрапленной и золото-пирит-кварц-карбонатной гнездовой, прожилково-жилной. Главное значение в рудобалансе всего месторождения играет первая из них, другие приобретают существенную роль в отдельных участках месторождения.

По главным минералам, руды Амантайтау качественно сопоставимы с рудами Даугызтауского и Мурунтауского месторождений.

Различие заключается в соотношении пирита и арсенопиритом в содержании кварца, карбоната и самородного золота. Структурные и текстурные признаки, условия локализации, взаимоотношения, минеральный состав, характерные примеси пиритов вкрапленных и колчеданных руд позволяют рассматривать их в качестве фацциальной разновидности проявления золота – (арсенопирит) пиритовой ассоциации.

По единству и сходству вышеуказанных геологических фактов, событий золото-колчеданная и золото-пирит-карбонатная жильная минерализация характеризует месторождение Амантайтау как новое звено кварц-золото-сульфидной формации, установленной С.Н. Паком [6], входящее в единый кварц-золото-сульфидный (Петровская [7]) ряд рудных формаций, образованных переходом относительно простой золото-сульфидной формации (Даугызтау) через более сложную золото-сульфидную и кварц-золото-сульфидную (Амантайтау) к простой кварц-золоторудной (Мурунтау), что согласуется с определением рядов рудных формаций, предлагаемых Р.М. Константиновым [8].

Минеральные ассоциации в пределах месторождений размещаются достаточно закономерно. Эта закономерность может быть охарактеризована с позиции фацциальной и стадийной смены продуктивных парагенезисов в пространстве. Распознаются два вида зональности: минералогическая зональность и зональность промышленных типов руд.

Распространение золотопродуктивных минеральных ассоциаций золото-мышьяково-сернистой стадии отражает минералогическую зональность, а смена сверху – вниз жильной, прожилково-вкрапленной и вкрапленной минерализации характеризует зональность промышленных типов руд (рис.2).

При картировании минеральных ассоциаций и геолого-промышленных типов руд автором установлено золото-пирит-арсенопирит-кварцевый парагенезис размещается на южном фланге месторождения Амантайтау (РТ- 3,4). По мере продвижения к северу по простиранию рудных тел роль золото-пирит-арсенопиритовой минерализации в рудобалансе снижается до минимума и промышленную ценность определяет золото-(арсенопирит)-пиритовая. В рудных телах 8а, 11, 12, 11а, 12а, расположенных на северном фланге месторождения, арсенопирит практически в рудах отсутствует.

До глубины 300-350 м на южном фланге рудных тел 3,4 на месторождении Амантайтау золото-пирит-арсенопирит-кварцевая минерализация остается относительно неизменной. Глубже содержание сульфидов в рудах снижается до 5-7 %, а протяженность отдельных прожилков до 10-20 см, при мощности 2-3 см.

К глубинам 400-450 м от современной поверхности участие ее в балансе руд не превышает 3 % даже в самых насыщенных ими блоках. На уровне 450-500 м от дневной поверхности она практически полностью вытесняется золото-(арсенопирит)-пиритовой минерализации.

К югу от Амантайтауского месторождения расположено Даугызтауское месторождение золота (рис.1). По данным Котова и др. [4] на Даугызтауском месторождении распределение минеральных ассоциаций золото-сульфидной стадии по вертикали также характеризуется последовательным уменьшением их развития от ранних к поздним: арсенопирит-пиритовая ассоциация прослеживается на максимальных глубинах; интервал глубины для антимонита вдвое меньше, а сфалерит-блекпородная ассоциация занимает промежуточное положение. Руды этого месторождения отличаются от описываемого более существенной проявленностью рудных ассоциаций с антимонитом сульфидов и сульфосолей серебра, с чем и связано повышенное содержание серебра.

Размещение жильной (колчеданной), прожилково-вкрапленной и вкрапленной минерализации основной золотопродуктивной ассоциации на месторождении Амантайтау отражает вертикальную зональность промышленных типов руд [9].

Колчеданные и пирит-карбонатные жилы в верхней части горизонта +140 м. Северное Амантайтау слагают до 40-60 % объема богатых руд (РТ 8а, 11, 12, 11а, 12а). В бедных и рядовых их доля снижается до 10 %. Мощность жил составляет до 3 м. Прожилково-вкрапленные и вкрапленные типы концентрируются вокруг колчеданных жил (рис.3).

На горизонте +20 м доминируют прожилково-вкрапленные и вкрапленные типы минерализации. Колчеданная минерализация распространена спорадически.

Мощность жил уменьшается по сравнению с горизонтом +140 м. и составляет в среднем 0,2-0,4 м. Содержание прожилковых и вкрапленных сульфидов в рудах достигает 25 % при относительно равномерном распределении.

К глубинам 600-800 м от современной поверхности зафиксирован только вкрапленный тип минерализации. При этом в рудных интервалах развивается сегрегационные формы мелкопрожилкового сливного белого кварца мощностью до 3 мм. Представляют особый интерес вскрытые колонковой скважиной 1481 (шт.162,0-164,0 м) и выработками шахты 10 существенные кварцевые руды (жила мощностью 3 м) с видимым золотом и очень небольшим (2-3 %) количеством сульфидов. Кварц в основном молочно-белый, самородное золото в виде желтого цвета. Результатами исследований было выявлено, что золото образует включения до 30-150 мкм в срезе и мельче в сростаниях с пиритом и другими минералами. Его пробность по данным микрорентгеноспектрального анализа варьирует в пределах от 98,6-99,3 %. Пирит в сростаниях с золотом имеет четко выраженную форму и отличается довольно низким содержанием примеси мышьяка (до 0,29 %). Все эти признаки дают основание полагать, что здесь мы имеем проявления собственно золото-кварцевой убогосульфидной ассоциации, подобной главной продуктивной Мурунтау.

В завершение можно констатировать, что все вышеперечисленные геологические признаки и результаты картирования сводятся к следующему:

– Геологическая значимость золоторудного месторождения Амантайтау в черносланцевых толщах заключается в том, что она неразрывно связана в своём развитии системой Даугызтау и окружением. В то же время она несёт черты процессов, проявленных на Мурунтау.

– Золото-колчеданная и золото-кварц-карбонатная жильная минерализация характеризует месторождение Амантайтау как новое звено в ряду генетически родственных золоторудных формаций в черносланцевых толщах Центральных Кызылкумов. Промышленная ценность руд месторождения Амантайтау обусловлена проявлениями трёх ассоциаций: золото-(арсенопирит)-пиритовой вкрапленной, прожилково-жилной (золото-колчеданной), золото-пирит-арсенопирит-кварцевой вкрапленной и прожилковой и золото-пирит-кварц-карбонатной гнездо-

вой, прожилково-жильной. Главное значение в рудобалансе всего месторождения имеет первая из них, другие приобретают существенную роль в отдельных блоках.

-Минеральные ассоциации в пределах месторождения размещаются достаточно закономерно [10]. Эта закономерность может быть охарактеризована с позиций фациальной и стадийной смены продуктивных парагенетических ассоциаций в пространстве. Распространение золотопродуктивных минеральных ассоциаций золото-мышьяково-сернистой стадии отражает минералогическую зональность, а смена сверху вниз жильной, прожилково-вкрапленной и вкрапленной минерализаций характеризует зональность промышленных типов руд.

-Наличие золото-пирит-кварц-кабонатной, золото-колчеданной жильной минерализации является поисковым признаком для выявления кварц-золото-сульфидных объектов. Процессы изменения вмещающих пород указывают на вероятность обнаружения на глубине Амантайтауского месторождения золото-кварцевой минерализации Мурунтауского типа.

-Установленные геологические признаки при картировании свидетельствуют о наличии на более глубоких горизонтах месторождения Амантайтау золото-кварцевой минерализации основного Мурунтауского типа, а на глубине Даугызтауского золото-(арсенопирит)-пиритовой ассоциации главного продуктивного Амантайтау [11].

Таким образом, изучение геолого-промышленных типов и особенности локализации промышленных концентраций золоторудных образований месторождения Амантайтау как сырьевая база ГМЗ-5 предопределяет построение достоверных сортовых планов, обеспечивающих объективное планирование и качественное проведение добычных и перерабатывающих работ, снижение потерь металла и разубоживания руды, в конечном счете к действенному управлению качеством

добываемой руды на руднике Амантайтау и перерабатывающем комплексе ГМЗ-5 НГМК.

В структуре Навоийского ГМК ГМЗ-5 является новым гидрометаллургическим заводом.

Строительство его начато по инициативе Правительства Узбекистана в 2017г.

Основной сырьевой базой ГМЗ-5 являются коренные золотосодержащие руды месторождения Амантайтау (Северный, Центральный и Западные участки), Узунбулак, Асаукак, Высоковольное, Сарыбатыр, мелкомасштабные объекты в Даугызтауском рудном поле (Центральный Карасай, Северный Асаукак, Западный Карасай, Аксай, Тумшунтау, Ясаул, Охактош и Восточный Карасай) и месторождения Ауминзатауского рудного поля. Из них самым крупным является месторождение Амантайтау, где эксплуатационные запасы по бортовому лимиту 0,5 г/т составляет 18 млн.т руды (до глубины 350 м. от дневной поверхности), что обеспечивает загрузку ГМЗ-5 и полное его развитие (при переработке 2 млн. т. сульфидных руд в год) на 9 лет. Отработка запасов окисленных руд до 40 м. от дневной поверхности осуществлена СП «Амантайтау Гольдфильдс» 5 мелкими карьерами. Однако на данном месторождении сосредоточены наиболее перспективные как по количеству, так и по качеству запасы золото-сульфидной и золото-сульфидно-кварцевой руды, доступной к отработке открытым способом. О перспективности продолжения отработки открытым способом свидетельствует вновь составленное ТЭО отработки золотосодержащих руд месторождения Амантайтау объединенным карьером (Центральный и Северный участки) [12]. Имеются предпосылки наращивать запасы до глубины 700 м. от дневной поверхности еще на 18 млн.т сульфидных руд за счет прогнозных ресурсов категории Р₁ (рис.2)

Библиографический список:

- 1.Турамуратов И.Б., Пирназаров М.М., Котышев А.В. Некоторые особенности минерально-сырьевой базы золото, континентов, отдельных государств мира и Республики Узбекистан. Труды научно-практической конференции «Современные проблемы геологии и развития минерально-сырьевой базы Республики Узбекистан». Ташкент 2007г. с 19-23.
- 2.Геолого-промышленные типы, оценка и разведка золоторудных месторождений Узбекистана (методические рекомендации). Ташкент – 2008г.
- 3.Проценко В.Ф. Золоторудный минерогенез в черносланцевых толщах Западного Узбекистана.// Зап. Узб. отд. ВМО. вып. 40,1987г., С. 21-30.
- 4.Котов Н.В., Зверев Ю.Н., Парицкая Л.Г. Золото –черносланцевое рудообразование (Центральные Кызылкумы). Санкт-Петербург «Невский курьер», 1993г. 86с.
- 5.Арифулов У.Х. О минералогии и генезисе зон прожилково-вкрапленного оруденения одного из месторождений Средней Азии.- Узб. геол. ис. 1978, №4- С 10-11.
- 6.Пак С.Н. Факторы локализации, критерии прогнозирования и поисков месторождений золота в черносланцевых толщах Центральных Кызылкумов (на примере Амантайтауского рудного поля). Автореферат диссертации на соиск. ученой степени к.г.м.н., 1991г., 20с.
- 7.Петровская Н.В. О формациях золотых руд Узбекистана.// Геология рудных месторождений №3,1968г. С.17-21.
- 8.Константинов Р.М. Основы формационного анализа гидротермальных рудных месторождений. – М., 1973г., 213 с.
- 9.Хамроев И.О. Условия образования золоторудной минерализации в черносланцевых толщах Амантайтауского месторождения.// Автореферат дис. на соиск. ученой степени к.г.м.н. 1996г., 25 с.
- 10.Руднев С.В., Хамроев И.О. Смена минеральных ассоциаций и промышленных типов руд сверху вниз как критерий прогнозирования при оценке глубоких горизонтов золоторудных месторождений. Труды научно-практической конференции «Современные проблемы геологии и развития минерально-сырьевой базы Республики Узбекистан». Ташкент -2008г. С. 211-213.
- 11.Хамроев И.О., Руднев С.В., Саттаров Г.С., Назаров З.С., Эргашев У.А. Оценка возможности селективной добычи и обогащения смешанных геотехнологических типов руд месторождения «Даугызтау». – Горный вестник Узбекистана 2014г., №1, С. 9-13.
- 12.Хамроев И.О. Проблемы постоянных кондиций в недропользовании. Горный вестник Узбекистана 2015г., №1, С. 50-52.

ГЕОЛОГО-СТРУКТУРНЫЕ ФАКТОРЫ ЛОКАЛИЗАЦИИ ЗОЛОТОГО ОРУДЕНЕНИЯ В ГОРАХ КУЛЬДЖУКТАУ

Мақолада Қулдҷуктау тоғларининг геологик-структуравий омиллар билан маъдандорлигини муносабатлари кўриб чиқилади. Геологияси ва маъданларнинг локализациялиниш хусусиятлари бўйича материаллар умумлаштирилиб, литологик омиллар билан бир қаторда маъдан ҳосил бўлиш даврининг структуравий ўзгаришлари муҳим рол ўйнайди деб хулоса қилинди. У Қулдҷуктау тоғларининг тузилган структуравий деформациясини схематик моделида ўз аксини топади. Қулдҷуктау тоғлари участкалари ичида баъзи чегараланган ер ёриқлари ўша вақтда бошқа параллел зоналар букилиш деформациясини (бурмалар) кўрсатганидек кучли силжиш деформацияларинини кўрсатиб туриши аниқланди. Иккита истиқболли майдон батафсил ўрганилди: таниқли Адилсай, Шимолий Адилсай ва Акостини участкаларини ўз ичига олувчи Адилсай участкаси ва Акостини. Геокимёвий Қирққирта маъдан намоёндалари билан Қирққирта участкалари. Уларнинг геологик-структуравий позициялари аниқланди: биринчи участкада маъданлашув силжиш зонаси билан, иккинчисида эса букилиш деформацияси (бурмалар) зонаси билан боғлиқ. Келгусида майдонларни ўналишлар бўйича ўрганишга тавсия берилди.

Таянч иборалар: Қулдҷуктау тоғлари, маъдандорлик, фойдали қазилмалар, структуравий назорат, Адилсай участкаси, Акостини-Қирққирта участкаси, олтин, маъдан, минераллашув, лампорифир, дайка.

The article discusses the relationship of geological and structural factors with ore-bearing mountains Kuldzhuktau. The generalization of materials on geology and features of the localization of mineralization, where, along with the lithological factor, structural changes in the ore formation period play an important role. They are reflected in the compiled schematic model of structural deformations in the mountains of Kuldzhuktau. It has been established that some areas of the mountains of Kuldzhuktau limited by faults show a strong shear deformation, while other parallel zones show a bend deformation (fold).

Two promising areas have been studied in detail: the Adylsai site, which includes the well-known ore occurrences Adylsai, Adylsai Severny and Aktosty-Kyrkchirta site with Aktosta ore occurrences. Geochemical Kirkirta. Their geological and structural positions have been revealed: in the first area, the mineralization is associated with the shear zone, and in the second, with the bending deformation zone (folds). Recommendations on areas for further study of areas are given.

Key words: Kuldzhuktau mountains, ore-bearing, minerals, structural control, Adylsai section, Aktosty-Kyrkchirtinsky section, gold, ore, mineralization, lamprofir, dike.



Разинов О.Т.,
главный научный сотрудник
ГП «Институт минеральных
ресурсов», к. г.-м. н.



Марипова С.Т.,
главный научный сотрудник
ГП «Институт минеральных
ресурсов», к. г.-м. н.



Хошжанова К.К.,
Национальный университет
Узбекистана им. Мирзо
Улугбека, к. г.-м. н.,
доцент

Кульджуктауский рудный район представляет собой в геоморфологическом плане небольшие возвышенности, простирающиеся с востока на запад, расположенные на юго-западном окончании Центральных Кызылкумов.

Геологическое строение гор Кульджуктау является сложным, обладает рядом особенностей, связанных с широким развитием магматических и последующих геологических процессов. Рудность, являющаяся следствием эволюционного геологического развития Кульджуктауского района отличаются разнообразием полезных ископаемых - графит, золото, никель, ртуть, редкие земли и др. [1, 2, 3]. Только здесь находятся промышленные объекты графита (месторождение Тасказган и десятки мелких объектов).

В районе в прошлом были выполнены крупномасштабные геолого-съемочные [4], геофизические работы и тематические работы, в результате которых выяснено тектоническое строение и расчленены до мезозойские осадочно-метаморфические и магматические породы [5, 6].

Несмотря на это геологическая и тематическая изученность Кульджуктауского горнорудного района (под горнорудным районом понимается площадь выхода палеозойских пород и обрамление гор перекрытые молодыми отложениями с размещенными на них рудными и нерудными полезными ископаемыми) оставалась недостаточной и слабой изученными по сравнению с другими районами Центральных Кызылкумов – Букантауским, Тамдытау-Аристантауским, Ауминзатауским. В связи с этим в последние годы исследователи и производственники усилили работы в этом районе с учетом

геологического развития Кульджуктауского горнорудного района с позиции плейт-тектоники [7].

Для изучения структурного контроля оруденения важное значение имеют их напряженно-деформационное состояние до рудообразования и в период рудообразования [8]. Наблюдения региональных структур гор Кульджуктау показывают, что здесь до минерализации имела место значительная деформация, показана на рис.1. Изученные материалы предопределяют раннюю стадию СВ – ЮЗ (40 °С) сжатия. Результирующий эффект СВ сжатия на региональных сдвигах

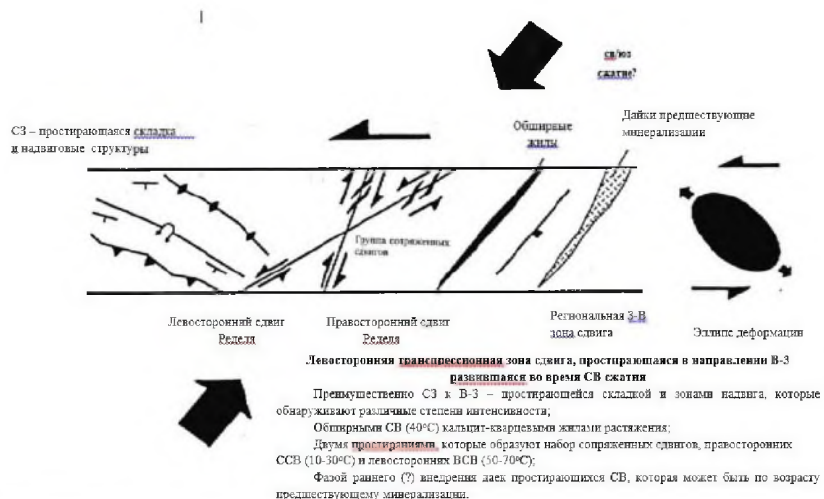


Рис. 1. Схематическая модель структурных деформаций на период, предшествовавший минерализации

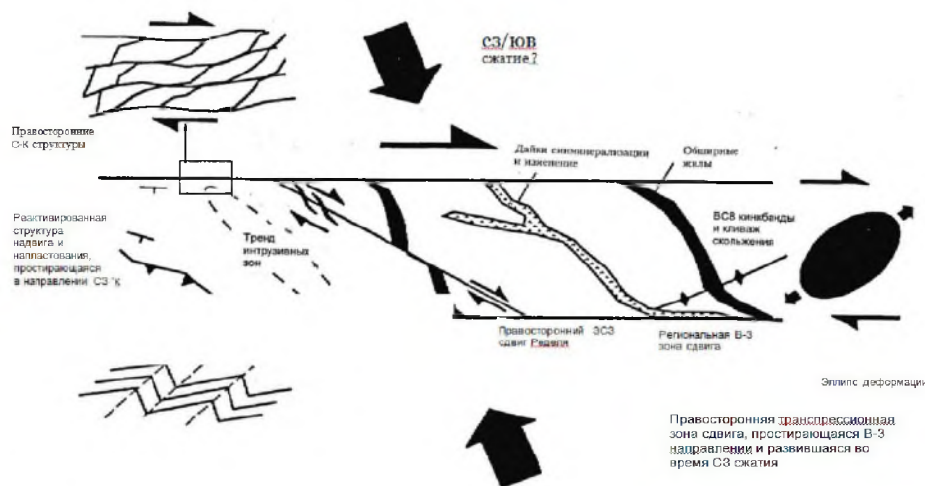


Рис.2. Схематическая модель структурных деформаций в период минерализации на площади гор Кульджуктау

простирающихся В-3 мог создать левостороннюю транспрессионную деформацию вдоль гор Кульджуктау. Некоторые, ограниченные разломами участки гор Кульджуктау, показывают сильную деформацию сдвига (участок Адылсай), в то время как другие параллельные зоны показывают деформацию изгиба (складки).

На период рудообразования выявлены следующие характеристики деформаций:

- зоны золотоносных жил и зоны сдвига выстроены в основном от север северо-запада к северо-западу по простиранию;
- зоны правостороннего сдвига расщепляющимися разломами, которые являются сдвигами Ределя;
- простирающиеся по направлению север-северо-запад лампрофировые дайки;
- вторичные кинкбанды или кливажи скольжения с развитием структур сдвиг-кливаж (С-К) в слоистых (сланцевых) зонах сдвига.
- общее С3 выравнивание районов интрузии и районов геохимической аномалии золота в пределах хребта Кульджуктау.

Все это указывает на фазу правостороннего транспрессию зоны сдвига и предполагает значительное изменение направления сдвига во время минерализации на рис. 2.

Были доизучены составы интрузивных, метасоматических и осадочных пород, а также выявлены прогнозные критерии и особенности локализации оруденения. При этом изучены вещественный и минеральный составы пород, минеральные ассоциации, структурно-текстурные особенности, а также - этапы и стадии минералообразования и их связь с оруденением. Определена роль вмещающих пород в размещении оруденения и их связь с интрузивными образованиями.

Эти исследования послужили основой выявления главных критериев прогноза оруденения, а также признаков выявления первоочередных наиболее перспективных участков: 1. Адылсай, включающий известные рудопоявления Адылсай, Адылсай Северный и 2. Актосты-Кыркчиртинский участок с рудопоявлениями Актосты, Геохимическое Кыркчирта.

Адылсайский участок. Некоторые из сдвигов на Адылсай были достаточно интенсивными и привели к образованию сланцеватых пород, которые оказались кварц-серицит-хлорит филонитами и которые, местами, обнаруживают переходные изменения к богатому карбонатами изменению. Эти данные, опять же, должны быть надлежащим образом определены, включая проведение в небольшие сроки работ по анализу шлифов с последующим картированием данных сдвиговых зон. В общем, из изучаемых площадей, на которых нами были проведены полевые работы, Адылсай и Адылсай Северный являются наиболее перспективной зоной с перспективным потенциалом на золото.

На Адылсайской площади широко развиты голубые-серые кварцевые жилы, предшествующие белому кварцу, распределенному по трещинам, но о голубом кварце говорится как пострудной стадии образования. Голубая расцветка кварца может быть оптическим эффектом как следствие концентрации газов жидкими включениями богатыми CO_2 , которые в других мезотермальных условиях оказались главной фазой минерализации. Следует проверить содержание золота в голубом кварце, чтобы подтвердить является ли он перспективным или нет, а также применить изучение по жидкому включению там, где это возможно и различить какие-либо рудоносные кварцевые зоны.

Карбонатные образования верхнего ордовика-нижнего силура смяты здесь в изоклинальные складки, падающие на юг. Многочисленные субсогласные разрывы, включая надвиги, осложняют структуру. Песчаники и сланцы таушанской свиты обнажены в ядерных частях некоторых синклиналей. Ордовикская вулканогенно-терригенная толща (казакауская свита) обнажается в ядерных частях наиболее крупных антиклиналей, также усложненных разрывами [9].

Следующие факторы позволяют считать рассматриваемую площадь как требующую дополнительного изучения:

1. Положение в зоне долгоживущего разлома, зародившегося в раннем палеозое и активного доныне;
2. Предполагаемое наличие интрузивных массивов на глубине по геофизическим данным;
3. Широкое развитие порфир - порфириновых даек, с которыми возможно, парагенетическая связана золоторудная минерализация;
4. Обилие разноориентированных разрывов, сопровождаемых кварц-барит-кальцитовой минерализацией с кинварью; наличие крупных скрытых разломов фундамента, играющих важную роль в металлогении;
5. Широкое развитие ртутной минерализации, была установлена генетическая связь золота со ртутью, а также горизонтальная зональность в их распределении [9, 10];
6. Присутствие обширных совмещенных ореолов золота, мышьяка и сурьмы наряду с рядом известных золоторудных проявлений.

На площади обнаружены лампрофировые дайки. Некоторые отобранные из мест их размещения образцы указывают на магматическую структуру (текстуру течения трахитового полевого шпата), некоторые зоны изменения заменяют узлы песчаников и алевролитов. Данное изменение оказывается метасоматозом с распространеными Fe - Mg карбонатами (анкерит и доломит), который широко распространен на многих мезотермальных месторождениях по всему миру и которое может формировать направляющий ореол или даже вмещающую породу для минерализации как основной критерий. Данное изменение должно быть изучено и охарактеризовано с использованием пересмотренного картирования и, если необходимо, усовершенствовано с тем, чтобы определить эти зоны.

Ассоциация золотой минерализации с лампрофирами можно рассматривать как поисковый критерий и может служить для ориентации поисковых работ в горах Кульджуктау. При проведении ГРП следует обратить внимание на пересмотр зон залегания лампрофировых даек.

Расположен в 8 км к востоку - юго - востоку (ВЮВ) от месторождения Таушан. Представляется наиболее интересным по своим геологическим особенностям. Структура участка определяется его положением в области сопряжения системы поперечных дугообразных разрывов надвигового типа с зоной субширотного (продольного) Северо-Адылсайского разрыва. Последний является фрагментом

разлома, к которому пространственно тяготеют все наиболее крупные, из известных в Кульджуктау золоторудные объекты - от рудопроявлений Актосты, Геохимическое, месторождение Таушан - на западе, до месторождения Янгиказган - на востоке.

Оруденение, достигающее промышленных концентраций в пределах участка установлено как в зоне Северо-Адылсайского разлома, так и в надвиговых структурах

Надвиговые структуры были бессистемно вскрыты канавами и небольшим количеством шарошечных скважин. По отдельным из них установлено золотое оруденение:

В ряде канав зафиксированы интервалы 0,5-1 м содержанием золота 0,1–0,4 у.е. на мощность от метра более 40 м. Кроме того, Северо-Адылсайская зона и прилегающие к ней структуры сопровождаются аддитивными ореолами As, Sb, Pb и Au. Все это свидетельствует о высоких перспективах обнаружения золотого оруденения как в пределах Северо-Адылсайской минерализованной зоны, так и в разрывах надвигового типа. При детальном исследовании можно ожидать выявления многоярусного оруденения в участках развития чешуйчатых надвигов и рудных столбов в области сочленения их с Северо-Адылсайской зоной.

Актосты-Кыркчиртинский участок. Площадь расположена в центральной части возвышенности Кульджуктау и непосредственно примыкает с запада к площади месторождения Таушан. Пространственно тяготеет к Актостинскому гранитоидному массиву. В пределах участка известны три рудопроявления: Актосты и Геохимическое в экзоконтакте и Кыркчирта - в эндоконтакте, а также множество рудных точек и геохимических аномалий золота и его основных спутников - As, W, Sb и Hg.

Участок приурочен к СЗ эндоконтакту Актостинского интрузивного массива, где локализовано в зоне крутопадающего разрыва СЗ простирания (Аз. пр. 330 - 340° < 80° ЮЗ). Разрыв имеет протяженность около 4 км и рассекает по диагонали весь интрузивный массив. Золотое оруденение установлено в крайнем СЗ фрагменте структуры и вскрыто канавами по простиранию (500 м). Гидротермально-метасоматические изменения, сопровождающиеся повышенными концентрациями золота фиксируются на протяжении 1 км. Кроме того, в ЮВ окончании описанной структуры также на протяжении 1 км отмечены гидротермальные метасоматические изменения (кварц - серицитовые, жильное окварцевание по предварительным данным) мощностью до 6,5 м с признаками золотонности (содержание Au 0,3 - 0,4 у.е. на мощность 3 - 6,5 м.). В средней части интрузивного

массива описанная структура выражена безрудной зоной милонитизации мощностью 2-4 м. Не полностью выявлена роль метасоматических образований локализации минерализованных проявлений. По результатам минералогических и петрографических исследований было выявлено окорудные изменения - серицитация, хлоритизация и окварцевание, которые являются признаком локализации золотого оруденения т.е. содержания золота связаны с гидротермально – метасоматическими образованиями.

Севера - западный фрагмент рудоносной структуры протяженностью 500 м вскрыт канавами. Кондиционные параметры установлены в 5 канавах из 8 пройденных. Средневзвешенное содержание золота по отдельным пересечениям достигает 2 - 9 у.е. Мощность колеблется от 1,1 м до 35,6 м.

На глубину оруденение не оценивалось и требует изучения с учетом вероятной столбообразной морфологии рудных тел на сопряжение СЗ разрывов с широкими и др. разломами.

Целесообразно дополнительное изучение всяческого бока, в котором развито штокверкоподобное жильное окварцевание промышленных параметров, необходимо изучение на ЮЗ (висячий бок) и опробовать штокверкоподобные жилы.

Общая протяженность рудоносной структуры с учетом золотонности фрагмента Северо-Султанбинского разлома составляет 1 км. Фронтальная часть дугообразной структуры протяженностью 0,3 - 0,4 км почти не обнажена и не вскрыта канавами. Заслуживает оценки перспектив на глубину и фланги участка.

Проведенное исследование и выводы позволяют сделать следующее заключение.

Связь золотой минерализации с лампрофирами можно использовать как поисковый критерий. Рекомендуется определить степень залегания лампрофировых даек. Детальное изучение порфир - порфирировых даек с которыми связывается золото позволит выявить наиболее благоприятные зоны в локализации золоторудной минерализации.

Обилие разноориентированных разрывов, сопровождаемых кварц - барит - кальцитовой минерализацией с кинноварью и наличие крупных скрытых разломов фундамента, играющих важную роль в металлогении указывают на наличие перспектива Au, W, Sn, Hg и др. полезных ископаемых.

Повышения минерально-сырьевого потенциала Кульджуктауского горнорудного района во многом зависит от результатов глубинного картирования с проведением буровых работ с целью выявления не вскрытых интрузивных и дайковых образований.

Библиографический список:

1. Геология и полезные ископаемые Республики Узбекистан / Под ред. Т.Ш.Шаякубова, Т.Н.Далимова. - Ташкент: Университет, 1998. - 723 с.
2. Рудные месторождения Узбекистана / Под ред. И.М.Голованова. - Ташкент: ГИДРОИНГЕО, 2001. - 661 с.
3. Кустарникова А.А. и др. Металлогения золота и меди Узбекистана - Ташкент: ГП «НИИМР», 2012. - 410 с.
4. Айсанов Я.Б., Егоров А.И. Геологическое строение и основные черты минерализации палеозойских образований гор Кульджуктау. Ташкент: «Фан», 1978. - 120 с.
5. Ахмеджанов М.А., Борисов О.М., Фузайлов И.П. Геологическое строение и состав палеозойского фундамента Узбекистана том 1. // Ташкент, «Фан», 1967. 162 с.
6. О связи золоторудных месторождений Мурунтауского типа Центральных Кызылкумов с докембрийским и нижнепалеозойским вулканизмом / Усманов Ф.А., Михайлов В.В., Марипова С.Т., Юлдашев О.А. // Современные проблемы формационного анализа, петрология и рудоносности магматических образований. - Новосибирск: СО РАН, Филиал «ГЕО», 2003. - С. 347-348.
7. Далимов Т.Н. и др. Фациальность гранитоидных формаций Узбекистана. Ташкент.: «Фан», 1972. 78 с.
8. Турапов М.К., Марипова С.Т., Мухтаров А. и др. Классификация золоторудных месторождений Тамдытау по их структурно-геологической принадлежности // В сборнике Материалов междунар. конф. ТашГУИм. Беруни. -Т.: 2006. С. 155-156.
9. Разигов О.Т. и др. О факторах рудолокализации ртутных образований в Узбекистане – как основа прогноза перспективных площадей. // В сборнике «XIII Международная научно-практическая конференция». «Новые идеи в науке о земле» М.: 2017. – С. 237-238.
10. Разигов О.Т. Геологические особенности Зарафшано-Алайской металлогенической зоны Южной Тянь-Шаньской складчатой системы // В сборнике «Международная научно-практическая конференция». Стратегия развития геологического исследования недр: настоящее и будущее (к 100-летию МГРИ-РГГРУ). – М.: 2018. – С. 345-347.

ВОЗРАСТ ОРУДЕНЕНИЯ ЧОДАКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Мақолада Чодак маъданли майдони конларининг маъданлашуве ёшига аниқлик киритишга бағишланган.

Чодак маъданли майдони Пирмироб ва Гузаксой конларини ҳамда бир-қатор майда участкаларни уз ичига олади.

Геологик ва мутлоқ ёш аниқлаш маълумотларига асосланиб, Ю.А.Авериннинг Чодак маъданли майдонидаги конлар маъданлашуви ёшини юқори қисмининг чегараси 256 млн.йил гача бўлиб ерта (қуйи) перм доирасига тузги келишини тасдиқлашимиз мумкин №8 кварцс томири трахидолерит билан эссецит дайкалари ҳосил бўлиш ораллигидаги вақтда шаклланганлигидан айтиш мумкинки, маъданлашуве ва дайкаларнинг асоси (манбаси) урикли комплекси эканлиги етиборлидир.

Таянч иборалар: Чодак жавҳари конлари, минерализация ёши, минерализация, кварцс конлари, бир марталлик зона, олтин-қумуш конлари.

The article is devoted to clarifying the age of the mineralization of the Chodak ore field. In the area of the Chodak mine there are the Pirmirob and Guzaksai deposits, as well as single-stage sites.

On the basis of the geological and absolute age determination, it can be confirmed that the correction of the Yu. A. Averin deposits in the Chodaksky ore field corresponds to the upper boundary of the upper age limit of 256 m years. Quartz rocks No. 8 were formed in the period between the development of the trahedolite and Essexite dams, and it is noteworthy that the cultivation basis and the slopes are a complex complex.

Key words: Chodak ore field, age of mineralization, mineralization, quartz rocks, single-tier areas, gold-silver deposits.

Далимов Р.Т.,
заведующий лабораторией
ГП «Институт минеральных
ресурсов», к. г.-м. н.



Есенбаев А.Г.,
геолог ГП «Институт
минеральных ресурсов»



На различных стадиях рудное поле изучалось Ю.С.Потаповым, Ф.С. Байбековым, Ю.А. Авериним, А.Г. Карповым, М.О. Сулеймановым, М. Джумакуловым, М.И. Моисеевой, С.К. Смирновой, М.Д. Увадьевым, В.П. Коржаевым, Р.А. Юсуповым и другими.

В геологическом строении рудного поля принимают участие породы надакского, куондинского, шурабсайского, кызылнуринского и арашанского, комплексов. Авторами проводились работы по изучению дайковых образований Чодакского рудного поля. Проведенные исследования позволили разделить дайки по составу и возрасту на ряд дайковых комплексов: - гушсайский, гузаксайский, урюклинский и Чодакский, ранее включаемые в состав канимансурского комплекса диабаз-гранофировой формации (таб.1).

В урюклинском комплексе выделяются следующие типы даек от древних к молодым: муджиериты, трахидолериты, трахириодациты и эссециты. Дайки комплекса широко распространены на левом борту Чодакская, где образуют Мазарский и Акташский дайковые пояса. Значительное количество геологических взаимоотношений указывает на позднепермский возраст. В верховьях Акташская дайки трахидолеритов и эссецитов обрезаются гранитоидами Чаркасурского массива. Возраст даек эссецитов, составляет 265 ± 6 млн.лет (по данным Р.Т.Далимова), что соответствует ранней перми (таб.1). Исходя из этого возраст даек комплекса датируется нами в рамках ранней перми.

Дайки *муджиеритов* локализованы, в основном, в Северо-Гузаксайском дайковом поясе, выполняя трещины северо-восточного

простираения (55°) с крутым ($60-70^\circ$) падением на северо-запад, протяженность отдельных даек до 400 м при мощности 1-2 м. Наибольшая насыщенность дайками отмечена на правом борту Чодакская в районе месторождения Гузаксай, в междуречье Чельпекская и Чулак-Терека и на правом борту Джулайская, в южной части Мазарского дайкового пояса.

Муджиериты Северо-Гузаксайского дайкового пояса – это темно-серые породы порфировой структуры, количество вкрапленников до 20-30 % с преобладанием фенокристов, плагиоклаза над пироксеном. В районе месторождения Пирмироб обнажается дайка муджиеритов темно-серого цвета с крупными фенокристаллами плагиоклаза, без вкрапленника пироксена. Муджиериты в Джулайсайском дайковом поясе имеют незначительное распространение. Для них характерна небольшая мощность до 1,0м и протяженность 20-50 м. Внешне это темно-серые породы с порфировой структурой, плотные, окварцованные, порфировые выделения представлены плагиоклазом, пироксеном, реже вторичным кварцем. Муджиериты состоят из плагиоклаза 60 %, пироксена 20 %, оливина 5 % и калиево-натриевого полевого шпата 5 % с примесью рудного минерала (1-2 %), которые замещены вторичными минералами: хлоритом, серицитом, серпентином, иддингситом и карбонатом. Общее количество новообразованных минералов составляет 10-20 %.

Плагиоклаз представлен удлинёнными призмами размером 1,0-1,3 мм, с характерными альбитовыми двойниками (11010). Реже отме-

Таблица 1

Схема возрастной последовательности образования даек в Чодакском рудном поле

Наименование комплексов	Возраст	Петрографический тип пород
Чодакский	$J_{1-2} ? 175,8 \pm 3$ млн.л	Оливиновый долерит
Урюклинский	P_2 265 ± 6 млн.л. $^{86}Sr/^{87}Sr - 0,71225$	Эссецит, трахириодацит, трахидолерит, муджиерит
Гузаксайский	P_{1-2}	Граносиенит-порфир, ортоклазовый кварцевый сиенит-порфир, риолит, лейкогранит-порфир, микросиенит, долерит
Гушсайский	P_1	Сиенит-порфир, щелочно-полевошпатовый риолит, гранодиорит-порфир
Куондинский	C_3	Базокварцевый риолит

чаются широкопластинчатые индивиды меньших размеров (0,7-0,8 мм), образующие кристаллы с бавенским типом двойникования. По составу удлиненно-призматический плагиоклаз соответствует олигоклазу (Ап₂₂₋₂₃), широкопластинчатый (Ап₂₇₋₂₈). В порфириновых разностях муджиеритов фенокристы плагиоклаза призматического облика, размером 1,0-1,5 мм, по составу также соответствуют олигоклазу (Ап₂₃₋₂₄), плагиоклаз основной массы представлен альбитом (Ап₅₋₇).

Пироксен – присутствует в виде бесцветных или ксеноморфных зерен. Последние выполняют промежутки между зернами олигоклаза. Размеры пироксена колеблются от 0,4-0,6 до 0,8-0,9 мм. По оптическим константам (С: Ng от 37-38° до 40-42°; 2V=56-62°; Ng-Np 0,028-0,032) пироксен относится к титанавиту с преобладанием в нем TiO₂, Fe₂O₃, Al₂O₃.

Оливин образует вкрапленники субизометричной формы размером 1-1,5 мм. Он полностью замещен смесью идингита, карбоната или серицита и карбоната.

Калиево-натриевый полевой шпат образует редкие таблитчатые зерна размером 0,5-0,6 мм и является ксеноморфным по отношению к пироксену и плагиоклазу. Чаще присутствует в интерстициях плагиоклазовых призм. По составу относится к анортклазу (2V=57-60°). Отмечаются слабые признаки сетчатой структуры анортклаза.

Акцессорные минералы представлены идиоморфными зернами магнетита, размером 0,3-0,4 мм.

Вторичные изменения выражены в серицитизации плагиоклаза, хлоритизации пироксена и поздней карбонатизации и эпидотизации всей породы.

Трахидолериты. Их дайки широко распространены в Акташском дайковом поясе, где слагают дайки северо-восточного простирания, в Джулайсайском поясе – дайки северо-западного простирания. Углы падения крутые с падением на северо-восток или юго-восток. Трахидолериты слагают кулисообразные трещины, протяженность отдельных кулис от 100 до 1000 м, мощности даек редко превышают 1 м. Внешне породы буровато-серого цвета, мелко-среднезернистые с темно-серой скрытокристаллической зоной закала. На поверхности они образуют выступы высотой 20-30 см. Взаимоотношение с эссекситами установлены в верховьях Джулайсая и на участке Акташ (рис.1).

Трахидолериты состоят, из плагиоклаза (70-85 %), темноцветных минералов (10-15 %), калиевого полевого шпата и кварца (2-3 %). Они характеризуются офитовой, диабазовой структурами и массивной текстурой.

Плагиоклаз – образует удлиненно-призматические кристаллы, размером 0,9-1,5 мм, с неровными или расплывчатыми кристаллографическими гранями. Состав плагиоклаза соответствует андезину (Ап₃₁₋₄₂). Плагиоклаз значительно изменен, альбитизирован, по нему развивается агрегат эпидота, серицита и карбоната.

Пироксен – наблюдается в виде мелких идиоморфных зерен, размером 0,4-0,6 мм, заполняющих промежутки между зернами плагиоклаза. Большая часть зерен пироксена сильно изменена, в более свежих зернах, пироксен по составу относится к авгиту (С: Ng 44°; 2V -58°; Ng-Np - 0,025). Пироксен замещается эпидотом, хлоритом и карбонатами.

Калиевый полевой шпат – присутствует в виде отдельных ксеноморфных зерен с извилистыми ограничениями. По оптическим константам относится к ортоклазу (2V= 57°-68°).

Кварц – отмечен крайне редко. Образует мелкие (0,1-0,3 мм) ксеноморфные зерна в промежутках между лейстами плагиоклаза.

Акцессорные минералы представлены игольчатыми зернами апатита.

Трахидолациты обнажаются только в Мазарском дайковом поясе, в большом количестве они встречаются на левом борту Чодаксая, единичные дайки отмечаются на правом борту Чодаксая на севере площади. Дайки трахидолацитов образуют тела протяженностью 200-300 м, аз. простирания 15-30° с крутыми углами падения 50-85°. Породы красновато-серого цвета с порфирированной структурой.

Эссекситы. Дайки эссекситов пользуются наиболее широким распространением в пределах Чодакского рудного поля. Наибольшее их количество находится на левом борту Чодаксая, входят в состав

Мазарского дайкового пояса, протягиваясь широкой полосой с севера на юг. Другой ареал обнажений относится к Джулайсайскому дайковому поясу, протягивающегося параллельно Джулайсайскому разлому.

Эссекситы являются наиболее молодыми образованиями урюклинского комплекса, о чем говорят многочисленные геологические взаимоотношения с дайками этого комплекса. Дайки эссекситов прорывают вулканы кызылнуринского комплекса, гранитоиды шайданского комплекса и обрезаются гранитоидами Чарксарского массива арашанского комплекса в верховьях Акташсая. Кроме, того эссекситы часто обрезаются дайками оливиновых долеритов Чодакского комплекса.

Эссекситы имеют северо-западное близкое к меридиональному простирание (Аз.пад. 15-40°), с крутыми углами падения (60-80°).

Для них, как и для других даек, характерно кулисообразное расположение тел, длина отдельных кулис составляет 100-200 м, при общей протяженности даек 1500-2000 м. Мощность даек часто составляет 1-2 м. Внешне эти дайки буровато-серые, темно-серые, в мощных дайках центральная часть светло-серая. Закал даек, как правило, темно-серый до черного со скрытокристаллической основной массой и редкими зернами плагиоклаза. Породы хорошо раскристаллизованы с мелкозернистой или микрогаббровой структурой. Минеральный состав: плагиоклаз, пироксен, калишпат, кварц.

Зерна выполняют мелкие пустоты, иногда вместе с ними в пустотах встречается флюорит. Характерной особенностью даек эссекситов, является в них обилие ксенолитов гранитоидов, имеющих размеры от нескольких см до 1-1,5 м. Гранитоиды красноватого цвета, очень напоминают граниты Чулак-Терекского массива и кызылнуринского вулканогенного комплекса.

Под микроскопом, Эссекситы имеют порфириковую, реже афиртовую структуру с габбровой, офитовой, иногда интерсертальной основной массой.

Порфириновые выделения составляют 15-20 % от всей породы и представлены плагиоклазом, клинопироксеном и калиевым полевым шпатом. Плагиоклаз образует зерна нескольких генераций. К плагиоклазу первой генерации относятся редкие, но наиболее крупные широкопластинчатые кристаллы сильно корродированные основной массой. По составу он относится к андезину-лабрадору (Ап₄₅₋₆₀).

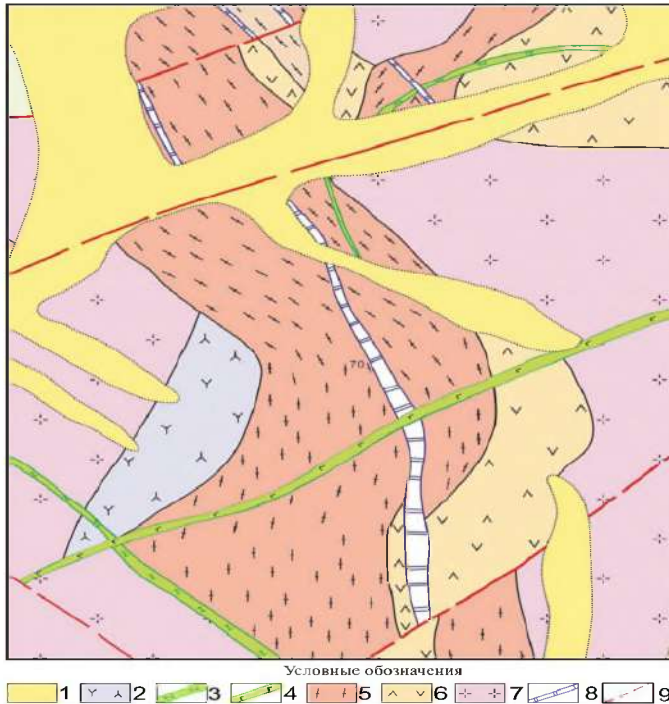
Плагиоклаз второй генерации отличается более мелкими размерами (0,7-0,9 мм). Они образуют призматические, удлиненно-призматические кристаллы, имеющие четкие ограничения. По составу относится к олигоклазу (Ап₂₅₋₃₀).

Пироксен встречается редко и по составу относится к авгиту. Он образует короткие призматические зерна, со слабой опацизацией по краям зерен. Кристаллизация пироксена происходила одновременно с плагиоклазом второй генерации.

Основная масса сложена чаще всего удлиненными микролитами или лейстами плагиоклаза, по составу относящийся к альбит-олигоклазу (Ап₅₋₁₅). В небольших количествах присутствует кварц и калиевый полевой шпат. Кварц - в мелких ксеноморфных зернах, калиевый полевой шпат в «амебовидных» выделениях с нечеткими расплывчатыми ограничениями. Нередко, особенно, в эссекситах Мазарского пояса в основной массе встречаются мелкие таблицы биотита. Промежутки между кристаллами и основной массой заполнены девитрифицированным стеклом и по нему развивается хлорит и рудный минерал.

В целом формирование даек урюклинского комплекса связывается нами с заключительными процессами растяжения Чодакского грабена. В начале образования комплекса видимо преобладали растяжения северо-восточного направления параллельные Северо-Ферганскому разлому, которые заполнялись дайками трахидолеритов и муджиеритов. Но вместе с этим планом деформации начинает возрождаться активность северо-западных нарушений параллельных Кумбельскому и Арашанскому разломам

По мнению исследователей месторождения Чодакского рудного поля относятся к кварц-золоторудной формации. Оруденение сформировалось в три этапа гидротермальной деятельности, отвечающих двум временным периодам: 1 – ранний гидротермальный, верхнекарбонново-нижнепермский; 2 – скарново-гидротермальный и 3 – поздний гидротермальный, нижнепермский [1].



Условные обозначения
 1 2 3 4 5 6 7 8 9
Рис. 2. Схема геологического строения участка Акташ.
 1. Нерасчлененные пролювиально-дельтавиальные отложения. Шурабсайский комплекс: 2. Андезидациты. Урюклинский дайковый комплекс: 3. Трахидолериты, 4. Эссекситы, Куюндинский комплекс: 5. Дайка базокварцевых риолитов, 6. Сиенито-диоритовые порфириды. Карамазарский комплекс: 7. Гранодиориты, 8. Кварцевые жилы, 9 – разрывные нарушения

Возраст золото-серебряного оруденения определялся многими исследователями и не получил однозначной трактовки; по данным Ю.А. Аверина (1974) выделяются две возрастные группы метасоматитов ($272-253 \pm 11$ млн. лет) – пермская и вторая ($239-220 \pm 9$ млн. лет) – триасовая [1].

При проведении работ на участке Акташ, который находится южнее месторождения Пирмираб, нами задокументировано взаимоотношение даек урюклинского комплекса с жилой №8 (рис.1). Жила состоит из кварца, кальцита, с гнездами адуляра. Рудные пирит, халькопирит, блеклая руда. Мощность кварцевой жилы составляет от 0,1 до 0,45 м. Как видно на рисунке 1, жила № 8 прорывает дайку трахидолерита и в свою очередь сечется дайкой эссексита.

Таким образом подтверждается мнение Ю.А. Аверина [2] «Дайки диабазовых порфиридов I и II имеют доскарновый возраст, а диабазовых порфиридов III – послескарновый, но дозолоторудный». Абсолютный возраст даек эссексита определен в рамках ранней перми 265 ± 6 млн. лет.

Таким образом, по определению абсолютного возраста и на основе геологических данных мы можем подтвердить мнение Ю.А. Аверина, что часть оруденения месторождений Чодакского рудного поля имеет верхний возрастной предел в рамках ранней перми до 256 млн. лет. Принимая во внимание, что жила №8 образовалась в интервале времени между внедрением даек трахидолерита и эссексита можно сказать о общем источнике оруденения и даек урюклинского комплекса. Отношение $^{86}\text{Sr}/^{87}\text{Sr}$ равно 0,71225 свидетельствует о коровом источнике расплава из которого образовались дайки и, может быть, рудные тела на Чодакском рудном поле также возникли из одного общего источника с дайками урюклинского комплекса.

Библиографический список:

1. Рудные месторождения Узбекистана. Т. 2001, С. 212-227.
2. Рудные формации и основные черты металлогении золота в Узбекистане. Т., Фан, 1968, С. 89-118.

СТАНОК ТОКАРНЫЙ УНИВЕРСАЛЬНЫЙ

НТ-250-01
НТ-250 М



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

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



ГЕОЛОГО-СТРУКТУРНЫЕ УСЛОВИЯ ЛОКАЛИЗАЦИИ АПОМЕТАТЕРРИГЕННОГО ВОЛЬФРАМОВОГО ОРУДЕНЕНИЯ И ОСНОВНЫЕ ЕГО ГЕОХИМИЧЕСКИЕ ОСОБЕННОСТИ (на примере месторождения Сарыкуль в Каратюбинском рудном поле)

Мақолада олистостромли мажмуа жинслари ҳосил қилган, туртувчи структура фрагментлари таъсирида юзага келган вольфрам маъданлашувининг шаклланиш шароитлари ҳақида сўз боради. Маъданлашув гранитоид интрузивларнинг чегара зонасида қайта ҳосил бўлган, йирик узилмаларнинг букилишидан шаклланган, бунда вольфрам сланецли жинсларда, геокимёвий ихтисослаштирилган, маъданли метасоматитлар таъсирида юзага келган. Шеелитли минераллашув метасоматитларнинг юқори қисмида ривожланиб, унинг ортидан анчагина миқдорда темир дисульфидларининг тарқалиши кузатилади.

Маданли жараён ўзида кўмирнордон ўзига хосликни намойён қилиб, таркибида фосфор аралашмаларининг мавжудлиги билан тавсифланади. Геокимёвий майдон (W-Bi-Cd-Te-Be-Au-Zn-Cu-Sn) типоморф элементларининг мажмуасидан шаклланган.

Таянч иборалар: олотин-вольфрам маъданлашув, Қоратөпа-Чақилкалон маъданли райони. Апометатерриген вольфрам маъданлашув, туртувчи структура, олистостромли мажмуа, маъданли метасоматитлар, типоморф геокимёвий мажмуа, шеелит, темир дисульфидлари.

The article deals with the conditions of localization of tungsten mineralization associated with a fragment of the trough structure made by the rocks of the olistostrom complex. Mineralization is formed by the rocks of the coarse flysch, transformed in the contact zone of the granitoid intrusion, geochemically specialized on tungsten, into the shale rocks, over which ore-bearing metasomatites are formed. Scheelite mineralization, superimposed on metasomatites, is accompanied by abundant dissemination of iron disulphides.

The ore process has carbon dioxide specificity and is characterized by a significant addition of phosphorus. The geochemical field is formed by elements of the typomorphic complex (W-Bi-Cd-Te-Be-Au-Zn-Cu-Sn).

Key words: gold-tungsten mineralization, Karatube-Chakylkalyan ore region, Apomethetogenic tungsten mineralization, trough structure, olistostrom complex, ore-bearing metasomatites, typomorphic geochemical complex, scheelite, iron disulphides.

Каратюбинское рудное поле расположено в западной части Каратюбинских гор и приурочено к фрагменту Центральногиссарского трогообразного прогиба. Рудное поле объединяет два объекта с различной рудно-формационной природой (месторождение Каратюбе – скарново-шеелитовой формации и месторождение Сарыкуль с новым для региона апометатерригенным вольфрамовым оруденением).

Своеобразие геологического строения района заключается в приуроченности зон минерализации к фрагменту троговой структуры, выполненной породами олистостромового комплекса [1, 3].

Центральногиссарский трогообразный прогиб субширотного простирания шириной от 15 до 40 км располагался между Гиссарским и Ягнобским кордильерными поднятиями, ограниченными краевыми разломами. Эти поднятия являлись источниками сноса громадного количества глыбово-хаотического материала, который в результате перемещения тектонических покровов и обвально-оползневых процессов перемещался по дну морского бассейна. Перемещение было синхронным терригенному осадконакоплению.

Обрушение и сползание глыбового материала в прибрежную зону сопровождалось подводно-оползневыми процессами, при которых огромные массы карбонатных пород, сползая вниз по склону морского бассейна в зону осадконакопления, по пути захватывали с собой не только полужатвердевшие осадки, но и верхние слои уже частично затвердевших осадков.

Изученная площадь в западной части Каратюбинского мегаблока, на которой развито апометатерригенное вольфрамовое оруденение, является Сарыкульским фрагментом Ганда-Кызылтурук-Шахсайской зоны Центральногиссарской троговой структуры.

Ширина зон в современной тектонической структуре изменяется от 1-2 до 5 км при протяженности зон более 50 км в пределах только западной части региона.

Зоны развития терригенно-олистостромовых образований в совре-

менной тектонической структуре региона разделены горстообразными поднятиями карбонатного фундамента шириной в первые км, реже 10-12 км.

В пределах каждой зоны наблюдается приуроченность и связь глыбово-хаотических образований к зонам контакта с подстилающими породами фундамента, вдоль которых они прослеживаются довольно узкой полосой шириной 1-2 км на протяжении десятков км, то приближаясь, то слегка удаляясь от контакта.

Анализ характера строения разрезов, ритмичности, литологического набора пород, составляющих свиту, позволяет выделить в северной части Зарафшано-Алайской с.ф.з. области развития нормального терригенного флиша, переходящего по простиранию и по латерали в области развития грубого, а затем и дикого флиша с широким развитием глыбово-хаотических образований.

Это в свою очередь, позволяет выделить с некоторой долей условности прибрежную фациальную зону, где формировались терригенно-олистостромовые образования (дикий флиш) и значительно удаленную относительно глубоководную фазию нормального терригенного флиша, между которыми располагались фации грубого флиша.

Фации грубого и дикого флиша также развиты вдоль контакта с фундаментом, а по мере удаления от него к югу центральной части прогиба наблюдается резкое уменьшение количества и размера олистолитов и олистоплак. Фации дикого флиша переходят в грубый, а затем и в нормальный терригенный флиш, в котором отмечаются валуны и редкие глыбы карбонатных пород и прослои известковых гравеллитов с микрофауной турне-низов визе.

Олистостромовые образования обвально-оползневого наиболее ярко проявились в верхнепалеозойской флишевой терригенной формации, широко развитой в западной части Зарафшано-Гиссарского региона.

В структурном отношении терригенно-олистостромовые образования на части площади дислоцированы относительно субсогласно с подстилающими образованиями фундамента, залегая на них со слабо

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



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



Мухаммадиев Б.У.,
студент факультета
«Геология и геоинформационная система» Национальный университет Узбекистана
им. Мирзо Улугбека



выраженным стратиграфическим несогласием с пачкой алевролитов в основании. Местами же они с ярко выраженным угловым и азимутальным несогласием, с базальными конгломератами в основании залегают на глубоко размытую поверхность подстилающих пород фундамента. В целом, при относительно устойчивом характере разреза терригенно-олистостромовых образований в западной части Зарафшано-Гиссарского региона, в то же время на отдельных его участках для свиты характерен довольно сильно изменчивый литолого-фашиальный состав как по простиранию, так и, особенно, вкост простирания зоны, что в значительной мере связано как с условиями осадконакопления и близостью источников сноса, так и с различиями в петрофоне источников сноса обломочного материала и наличия глыбовых горизонтов.

Особенностью свиты является четко выраженное флишевое строение, особенно ее нижней части, с переходом по простиранию на отдельных участках в дикий флиш, и наличие в ее составе на различных стратиграфических уровнях огромного числа сингенетично захороненных разновозрастных глыб, бескорневых утесов, олистолитов и олистоплак, иногда гигантских размеров, сложенных терригенными, карбонатными, кремнистыми, вулканогенными отложениями от верхнего ордовика до среднего карбона включительно.

Глыбы и олистолиты по простиранию сопровождаются шлейфом из мелких обломков и фрагментов слоев кремнистых пород. Характерной особенностью глыб, олистолитов и фрагментов слоев кремнистых пород является их согласное или субсогласное залегание с матриксом. Длинными осями они вытянуты вдоль слоистости по простиранию вмещающих пород. Контакты глыб, олистолитов и олистоплак с матриксом резкие, седиментационные.

В пределах каждой зоны, и особенно последних трех, наблюдается приуроченность и связь глыбово-хаотических образований к зонам контакта с подстилающими породами фундамента, вдоль которых они прослеживаются довольно узкой полосой шириной 1-2 км на протяжении десятков км, то приближаясь, то слегка удаляясь от контакта.

Эта тесная связь и пространственная приуроченность олистостромовых образований к выходам карбонатного фундамента ещё более усиливается тем, что глыбы, олистолиты и даже олистоплаки по литологическому составу, текстурным, структурным, цветовым признакам, внешнему облику и особенно возрасту слагающих их пород практически идентичны в каждой зоне отложениям, слагающим горстообразные выступы фундамента.

Обрушение и сползание обломочного материала происходило в несколько этапов в течение всего времени формирования флиша, о чем свидетельствует «слоенный» характер строения терригенной толщи, представленной 8-10 уровнями развития глыбово-хаотических образований и гигантских олистоплак, разделенных прокладками терригенного флиша мощностью от первых десятков см до первых десятков м.

Скарново-рудные тела на месторождении Каратюбе прослеживаются изгибающейся полосой северо-западного направления в юго-западной экзоконтактной зоне Сарыкульского интрузива, развиты по карбонатным олистолитам олистостромового комплекса и приурочены в основном к их межпластовым и межформационным отслоениям. Морфология скарново-рудных тел разнообразная, но существенно преобладают межпластовые тела пластообразной и линзообразной формы. По составу наиболее распространены гранатовые, гранат-везувиановые, везувиановые и гранат-пироксеновые ассоциации скарнов. Наиболее богаты вольфрамом везувиан-гранатовые скарны. Шеелит в скарново-рудных телах встречается в виде неравномерной вкрапленности размером от долей миллиметра до первых сантиметров.

Рудные тела месторождения Сарыкуль локализованы в северной экзоконтактной зоне Сарыкульского интрузива (рис.1), сложенной породами диоритовой, гранодиоритовой, гранитовой и аляскитовой формаций.

На генетическую связь месторождения Сарыкуль с биотитовыми и лейкократовыми гранитами указывает один и тот же состав элементов-примесей; высокие содержания вольфрама в биотитовых гранитах (до 100 з/м) и лейкократовых гранитах (до 250 з/м), а также присутствие аксессуарного шеелита в продуктивных на вольфрам гранитоидах [4, 5].

Повышенная вольфрамоносность гранитоидов (содержание вольфрама достигает иногда 60 з/м , что в десятки раз превышает

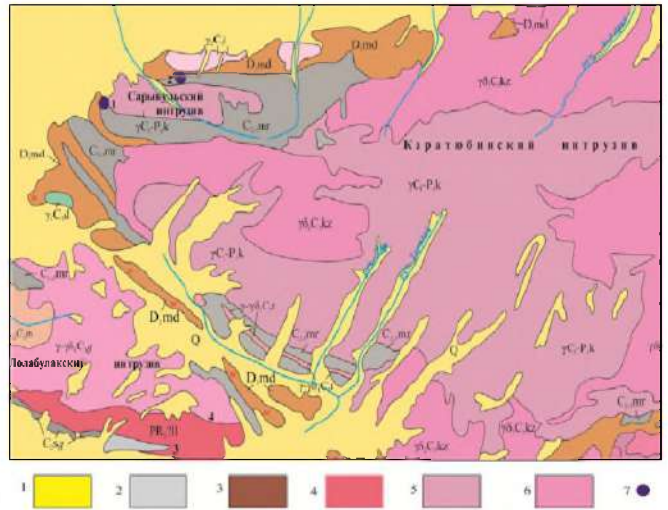


Рис. 1. Схема геологического строения Каратюбинских гор.

1-четвертичные отложения нерасчлененные Q; 2-олистостромовый комплекс C₂₋₃; 3-сланцы, роговики, песчаники, алевролиты, аргиллиты с олистолитами и олистоплаками разновозрастных карбонатных и кремнистых пород; 4-известняки и доломиты D₁; 4-кристаллические сланцы, гнейсы, мигматиты, амфиболиты PR₂; 5-граниты мусковитовые и мусковит-биотитовые C₃-P₁; 6-гранодиориты роговообманково-биотитовые, порфириовидные C₃; 7-месторождения вольфрама: 1) Каратюбе; 2) Сарыкуль

кларковые колимчества). В контактовом ореоле гранитоидов развиты процессы окварцевания, микроклинизации, грейзенизации, турмалинизации (в гранитах) и биотитизации, амфиболитизации, грейзенизации, альбитизации (в гранодиоритах).

Гранитоидные интрузии, продуктивные на вольфрамовое оруденение в скарнах, бедны известью, магнием, железом и насыщены кремнеземом и глиноземом.

Важнейшими характеристиками продуктивных на вольфрам гранитоидов является насыщенность их кремнеземом и глиноземом; незначительные количества извести, железа; примерно равное количество натрия и калия, некотором преобладании в отдельных случаях натрия над калием (изменение щелочного параметра калий / натрий в пределах половины или одного порядка – 0,04 – 0,11 – 0,46); повышенная в большинстве случаев вольфрамоносность (50-200 з/м).

Структурная позиция рудного поля характеризуется его приуроченностью к северному экзоконтакту Сарыкульского интрузива биотитовых и лейкократовых гранитов (C₃-P₁) и вытянута вдоль него в виде полосы интенсивно метаморфизованных пород шириной до 500-800 м. и протяженностью до 2,5 км.

В формировании структуры месторождения решающая роль принадлежит разрывной тектонике. Главной рудоконтролирующей структурой является продольная тектонически-ослабленная зона, представленная многочисленными линейно - вытянутыми слабоизвилистыми разрывами согласными с направлением основной складчатости и простиранием пород площади. Внутреннее строение этой зоны характеризуется разной степенью дробления, иногда сопровождается кварцевым жильно-прожилковым выполнением, чаще фиксируется по субпараллельному расщеплению вмещающих пород. Общее падение крутое на север-северо-запад (65°-85°), суммарная мощность достигает первых сотен метров. Мощность составляющих зон разрывов от первых метров до первых десятков метров.

Поперечные разрывные нарушения СВ и ВСВ направлений в значительной мере дополняют структурный план, формируя каркасно-блоковое строение месторождения Сарыкуль. Наиболее распространенными является группа нарушений ВСВ направления. Падение разломов в СВ направлении под углами 50°-70°. Внутреннее строение зон характеризуется линейной трещиноватостью, реже ориентированным дроблением. Данные нарушения являются наиболее поздними и по отношению к другим носят секущий характер.

По времени формирования тектонические нарушения северо-восточного простирания отчетливо постинтрузивные, о чем однозначно свидетельствует смещение по ним контактов Сарыкульского интрузива.

Продольный разлом и его системы на месторождении Сарыкуль являются рудокализующими и вмещают практически все основные промышленные рудные тела (рис.2).

Особенностями исходных пород (дометаморфического субстрата) на месторождении Сарыкуль являются их характеристики, связанные с условиями формирования грубого флиша. Эта фация олистостромового комплекса формируется в обстановке интенсивно проявленных обвально-оползневых процессов в бассейне осадконакопления, приводящих к интенсивному перемещиванию нелитифицированного осадка и формированию пород с сочетанием пелитовых, алевроитовых и псаммитовых частиц и неравномерным распределением карбонатного вещества [2].

Сформированные в условиях геодинамически - напряженного состояния, они характеризуются высокой гранулометрической дисперсией, обеспечивающей значительную исходную пористость рудовмещающей среды.

В результате регионального, контактового и динамометаморфизма первичные осадочные породы преобразованы в разнообразные сланцы, а с приближением к контактовой зоне Сарыкульского интрузива с появлением локальных участков роговиков. Породообразующими минералами метаморфических сланцев являются кварц, полевые шпаты, слюды (биотит, мусковит, серицит, хлорит) и амфибол, а роговиков – биотит, кордиерит, андалузит и силлиманит.

Различные сочетания, новообразованных в процессе интегрального метаморфизма минералов, приводят к формированию двух групп метаморфических пород, имеющих условные границы. В первую группу входят слюдяные сланцы, содержащие в своей основе полевые шпаты (20-50 %), кварц (15-60 %), биотит (5-25 %), мусковит (10-15 %), серицит (5-10 %), хлорит (5-10 %), амфибол (5-11 %), а также неравномерно распределенные графит (3-10 %) и турмалин (0,1-10 %). Во вторую группу - амфиболовые сланцы с амфиболом 30-55 %, полевыми шпатами 20-40 %, кварцем 2-20 %, биотитом 2-10 %, при незначительных количествах хлорита и кальцита.

К первой группе относятся слюдяно-кварц-полевошпатовые, турмалин-слюдяно-полевошпат-кварцевые, амфибол-слюдяно-кварц-полевошпатовые, хлорит-полевошпат-кварцевые, графит-биотит-полевошпатовые, биотит-амфибол-полевошпатовые разновидности, а ко второй-биотит-полевошпат-амфиболовые, амфибол-полевошпатовые и пироксен-амфибол-кварц-полевошпатовые сланцы.

Все выделенные разновидности сланцев закономерно чередуются между собой в пределах метаморфической толщи.

Биотит, кордиерит, андалузит и силлиманит, встречаясь в различных сочетаниях, отражают минеральную специфику роговиков при постоянном присутствии в них кварца и полевых шпатов (преимущественно плагиоклаза).

Таким образом, вмещающей средой для апометатерригенного вольфрамового оруденения являются глубоко преобразованные метаморфическими процессами осадки матрикса песчано-аргиллитового комплекса олистостромовой толщи, характеризующиеся высокой гранулометрической дисперсией, обеспечивающей значительную исходную пористость рудовмещающей среды и являющиеся благоприятным субстратом для формирования рудоносных метасоматитов.

Апометатерригенное вольфрамовое оруденение развито на площади, которая своей южной частью охватывает эндоконтактовую зону Сарыкульского интрузива, который представляет собой тело овальной формы, вытянутой в широтном направлении. Площадь его составляет около 15 км². Плоскость северного контакта интрузива падает круто (65-80°) на юг, а южного – в том же направлении, но более полого – до 40°. Этот массив относится к гипабиссальным интрузивам. Интрузив формировался в сложных тектонических условиях, прорывая ядерную часть антиклинали, сложенную породами олистостромовой толщи.

Перекристаллизация первично-гетерогенной осадочной породы в условиях регионального, контактового и динамометаморфизма приводит к формированию сланцевых пород, основой которых являются кварц - полевые шпаты – слюды (биотит, мусковит, серицит, хлорит) и амфибол.

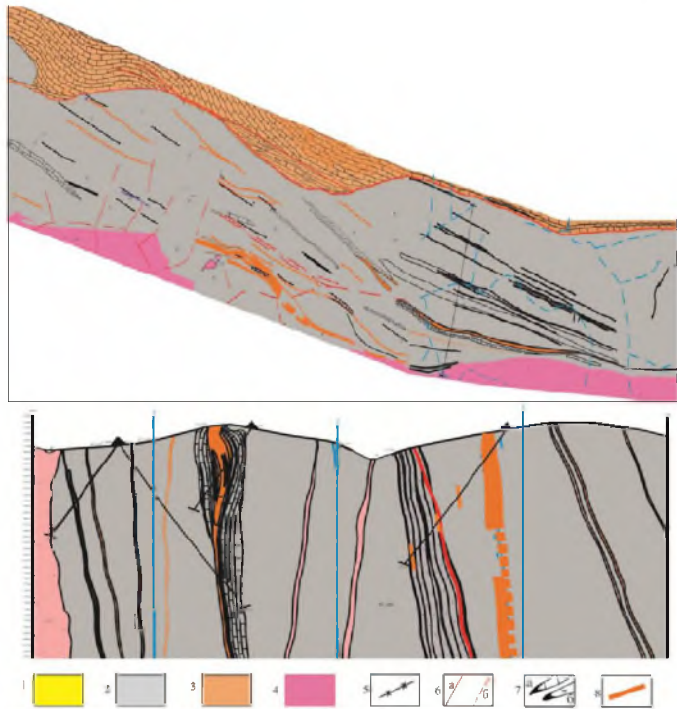


Рис. 2. Схематическая геологическая карта участка Сарыкуль и геологический разрез по линии I-I:

1-четвертичные отложения нерасчлененные Q; 2-олистостромовый комплекс С₂₋₃: сланцы, роговики, песчаники, алевролиты, аргиллиты с олистолитами и олистоплаками разновозрастных карбонатных и кремнистых пород; 3-известняки, доломиты, кремнистые аргиллиты D₁; 4-граниты мусковитовые и мусковит-биотитовые С₃-P₁; 5-гранит аплиты; 6-разломы: а) прослеженные, б) предполагаемые; 7-Олистолиты: а) известняков, б) кремней; 8-вольфрамового рудного тела

Апометатерригенное вольфрамовое оруденение сформировано по породам грубого флиша, преобразованного в контактовой зоне гранитоидного интрузива, геохимически специализированного на вольфрам, в сланцевые породы, по которым образованы рудоносные метасоматиты.

Распределение основных петрогенных элементов в породах условно - фоновой выборки (метаморфические сланцы неизменные, среднее по 61 пробе, *г/т*): Na – 18379 (1,9); Mg – 21822 (1,45); Al – 64917 (0,75); P – 935,8 (1,34); K – 20281 (0,75); Ca – 21675 (1,08); Fe – 44822 (0,93). В скобках указаны кларки-концентрации петрогенных элементов.

Дорудный субстрат характеризуется повышенными содержаниями (по отношению к кларку) Na, Mg, P, Ca и пониженными значениями Al, K и Fe.

Распределение основных рудогенных элементов в породах условно фоновой выборки: W – 1,99; Au - 0,047; Pb - 20,56; Bi - 0,77; Mo - 8,74; Ag - 0,43; Sn - 12,44; Sb - 1,68; As - 19,6; Cu - 54,12; Zn - 122,4; Li - 109,6; Be - 5,05; Se - 5,63; Te - 0,15; Ba - 807; Zr - 94,3; Nb - 10,22; Cd - 0,33; V - 164,6; Cr - 75,58; Mn – 716; Co - 17,22; Ni - 47,78; U - 5,63; B - 36,7; Ti - 3854.

Таким образом, химические элементы в метаморфических сланцах за контуром рудных тел достаточно четко разбиваются на 3 группы: с субкларковыми значениями – W, Pb, Sb, Nb, Cd, Mn, Co, Ti; As, Ba, V, Zn, Cu; с нижекларковыми значениями – Zr, Cr, Ni, B и сверхкларковыми значениями (в скобках значения кларков – концентрации) - Te (150), Bi (77), Au (47), Se (11,3) – Ag (6,1), Mo (3,4) – Sn, Li, Be (2,1 – 1,7).

Петрохимические коэффициенты:

- *al'* – глиноземистость - $Al_2O_3 / (Fe_2O_3 + FeO + MgO)$; - *f* – фемичность - $Fe_2O_3 + FeO + MnO + MgO + TiO_2$; - *Kf* – железистость - $(Fe_2O_3 + FeO) / (Fe_2O_3 + FeO + MgO) \times 100$; - $Na_2O + K_2O$ – ряд щелочности; - Na_2O / K_2O – тип щелочности, серия; - Fe_2O_3 / FeO – степень окисленности железа; - *Ka* - агаитность - $Na_2O + K_2O / Al_2O_3$.

Поликомпонентный состав метаморфических пород, унаследованный от гетерогенной матрикса олистостромовой толщи, и структуры, подчеркивающие ее неоднородность, являются условиями для формирования трещинно-пористых пород при приложении к ним стресс-деформаций, что в итоге определяет благоприятные возможности для протекания метасоматических процессов в рудоносной зоне месторождения Сарыкуль.

Постмагматические процессы гидротермального воздействия на сформированные метаморфические сланцы в тектонически-ослабленной зоне северо-западного простирания, приводят к перегруппировке минеральных компонентов и появлению новых минеральных ассоциаций, формирующих разнообразные породы ряда скарноиды – биотит-полевошпат-кварцевые, метасоматиты – серицит-хлорит-кварц-полевошпатовые метасоматиты.

Указанные продукты метасоматоза вероятно образуют единый ряд с нечеткими границами между ними и большой группой сквозных минералов (кварц – плагиоклаз – серицит – кальцит и возможно амфибол). Появление различных образований в этом ряду возможно связано с соотношением карбонатной, пелитовой и псаммитовой компонент в дометаморфическом субстрате и унаследованности процесса от ранних метаморфических стадий до позднего метасоматоза.

Скарноиды со значительными вариациями минерального состава от разностей, где ведущей является минеральная ассоциация кварц-плагиоклаз-серицит до породы полевошпат-карбонат-амфиболового состава. Повсеместно в различных количествах присутствует пироксен (геденберит), который встречается в виде гнезд и агрегативных скопления совместно с кварцем, хлоритом, амфиболом и пиритом.

Обобщенный минеральный состав скарноидов с существенной долей темноцветных минералов (%): пироксен + амфибол 25-28, кварц 22-24, плагиоклаз 10-20, серицит 3-22, кальцит 1-5. Химический состав скарноидов также отражает их непостоянный минеральный состав (%): SiO₂ – 49-65, Al₂O₃ -11-14, CaO – 3-10, MgO – 3-5,5.

Биотит-полевошпат-кварцевые метасоматиты имеют неясно проявленную полосчатость, вдоль которой характерно выделение углистого вещества. Биотит (главный минерал этой группы метасоматитов) образует крупнолистоватые скопления вдоль сланцеватости, ассоциируясь с плагиоклазом, кварцем и углистым веществом. По биотиту часто развивается хлорит, сохраняющий в себе его реликты.

Этот тип метасоматитов характеризуется относительно устойчивым составом (%): биотит 18-44; кварц 13-40 %, плагиоклаз 21-29 (в единичном случае 5,5), хлорит 3-7, глинистые минералы 6-10; незначительно развиты кальцит 0,5-3 и серицит 0-8. Химический состав указывает на относительную стабильность минерального состава (%): SiO₂ – 64-69%, Al₂O₃ -11-14; CaO – 2-3, MgO – 2,6-4.

Серицит-хлорит-кварц-полевошпатовые метасоматиты массивные, часто катаклазированные. Структура их разнозернистая – от мелко до среднезернистой, в основном лепидогранобластовая.

Минеральный состав существенно-переменный (%): хлорит – 13-29, серицит 3-21, плагиоклаз 8-20, кварц 4-20; кальцит 2,5-15, глинистые минералы 1,5-20.

Главный минерал, выделенных метасоматитов, хлорит ассоциирует с серицитом, кварцем, плагиоклазом и замещает пироксен, гранат, амфибол и полевой шпат. Химический состав относительно стабилен (%): SiO₂ – 30-42, Al₂O₃ -12-14; CaO – 10-13, MgO – 2,2-5.

Особую группу вольфрамосодержащих пород на месторождении Сарыкуль образуют метасоматически измененные известняки, которые при относительно низкой степени мраморизации содержат рассеянное в массе породы углисто-графитистое вещество и алюмосиликатную примесь. Некарбонатная примесь известняков подвергается интенсивным метасоматическим изменениям (до образования альбит-

кварцевых сегрегаций) и является в них основной средой для осаждения шеелита. При уменьшении альбитовой составляющей, новообразованные участки в известняках имеют кварц-карбонатный состав, при различных соотношениях кварца и метасоматического кальцита (до образования практически мономинеральных гнезд). Интенсивность метасоматического преобразования известняков приводит к существенному понижению в их составе карбонатов (содержание CaO может снижаться до 15 %), появлению MgO в количестве до 1,2 % и увеличению в объеме породы кварца (до 12 %).

Распределение основных петрогенных элементов в алюмосиликатных метасоматитах (49 проб): Na – 13039 (0,7); Mg – 16559 (0,76); P – 3482 (3,7); Ca – 74689 (3,4); Al – 58409 (0,9); K – 11393 (0,56); Fe – 54373 (1,2). В скобках указаны коэффициенты накопления.

Рудный процесс имеет углекислотную специфику (более чем трехкратный привнос кальция), сопровождается существенным накоплением фосфора и незначительным привнесом железа. На предрудной стадии формирования метасоматитов наблюдается вынос из околорудного пространства натрия, магния и алюминия.

Распределение основных рудогенных элементов в метасоматитах (49 проб): W – 3921,7; Au - 0,14; Pb – 12,4; Bi – 92,8; Mo -9,0; Ag - 1,1; Sn - 57,1; Sb -1,2; As - 18,6; Cu - 298,2; Zn -761,6; Li - 65,6; Be - 54,1; Se - 5,9; Te - 1,85; Ba – 563,4; Zr - 55,9; Nb – 13,0; Cd - 12,5; V - 180,3; Cr - 56,9; Mn – 2145,4; Co - 12,3; Ni - 47,7; U – 6,0; B - 32,0; Ti – 2514,1.

Для метасоматитов характерно: существенный привнос в околорудное пространство (в скобках коэффициенты накопления) W (1970,7); Bi (120,5) и Cd (37,8); заметный привнос – Te (12,3); Be (10,7); Zn (6,2); Cu(5,5); Sn(4,6); умеренный привнос - Au(3,0); Mn(3,0); Ag(2,5); вынос из околорудного пространства – Pb, Li, Zr (0,6); Ti (0,65); Sb, Ba, Co (0,7); Cr (0,75) и нейтральное поведение Mo, As, Se, Nb, V, Ni, B.

Особенностями рудной минерализации апометатерригенного вольфрамового оруденения являются: обилие в минерализованных зонах сульфидов железа, появление шеелита в различных минеральных парагенезисах и наличие двух ассоциаций - минералов, встречающихся в рудах в малых количествах (халькопирит, касситерит, сульфосоли) и минералов, встречающихся в рудах в виде микровключений (сфалерит, висмутин, висмут самородный).

Главным и единственным вольфрамосодержащим минералом, определяющим практическую значимость апометатерригенного вольфрамового оруденения является шеелит, который в различных количествах встречается во всех типах рудоносных метасоматитов, образуя руды с высокими содержаниями триоксида вольфрама (в скарноидах до 1-2 %, в метасоматически измененных известняках до 2-2,5 %, в биотит-полевошпатовых метасоматитах до 3-4 %, в серицит-хлорит-кварц-полевошпатовых метасоматитах до 6-8 %).

Шеелит образует единичные включения, неравномерную вкрапленность и мелкогнездовые агрегаты в ассоциации с разнообразными минералами (в глинизированном, серицитизированном и карбонатизированном плагиоклазе; в альбитовых и актинолитовых скоплениях; в пирит - марказитовых, пирит-мельниковитовых, карбонат-пиритовых агрегатах; в кварц-карбонатных прожилках; в прожилках и гнездах метасоматического кальцита). Размер зерен от <0,01 мм до 1-2 мм. Часто шеелитовые зерна содержат включения полевого шпата, хлори-

Химический состав гранитоидов сарыкульского интрузива и петрохимические коэффициенты

Таблица 1

Компонент	1	2	3	Ср.	Коэффициент К	Значение К
SiO ₂	71,50	71,86	71,54	71,63	al ¹	14,0
TiO ₂	0,30	0,08	0,15	0,18	f	1,32
Al ₂ O ₃	14,28	16,43	15,60	15,44	Kф	96,3
Fe ₂ O ₃	0,41	0,01	0,27	0,23	Na ₂ O+K ₂ O	8,62
FeO	2,15	1,39	0,43	1,32	Na ₂ O/ K ₂ O	1,23
MnO	0,05	0,01	0,06	0,04	K ₂ O/ TiO ₂	21,5
MgO	0,70	0,60	0,40	0,06	Ka	0,55
CaO	1,19	1,54	1,96	1,56	Fe ₂ O ₃ / FeO	0,17
Na ₂ O	3,70	4,71	5,83	4,75	-	-
K ₂ O	4,52	4,08	3,02	3,87	-	-

та, гидроксидов железа. По трещинам в шеелите, кроме вмещающих нерудных минералов, отмечаются халькопирит (который в отдельных участках цементирует интенсивно катаклазированный шеелит) и включения висмутина. Шеелит обогащен Mo (0,18 %) и Cu (0,01 %).

Сульфиды железа представлены обширной группой минералов, которые в результате внутрирудных процессов формируют цепочку от исходного пирротина до конечного пирита, с промежуточными продуктами в виде мельниковита и марказита. В процессе рудоотложения пирротин является одним из ранних сульфидов и тесно ассоциирует с халькопиритом, сфалеритом, минералами Bi. Пирротин обогащен вольфрамом (WO_3 - 1,3 %).

Пирит является наиболее широко распространенным минералом минерализованных зон, образующим массивные скопления, прожилки, а в периферийных частях минерализованных зон рассеянную вкрапленность (в участках скопления колчеданной минерализации содержание пирита составляет 10-15 %). По результатам химического анализа пиритового концентрата пирит обогащен W (8 %), Zn (0,5 %), Sn (0,1 %), Bi (500 μm), Cu (300 μm), Mo (100 μm), Ag (5,1 μm) и Au (1,4 μm). Примеси рудных элементов объясняются наложением на пирит более поздних минеральных ассоциаций (магнетита, халькопирита, сфалерита, шеелита, касситерита). Метаморфогенная природа пирита подтверждается частыми содержаниями в нем реликтов пирротина, преобразованного в гипогенных условиях.

Пирротин тесно ассоциирует с халькопиритом, сфалеритом, минералами Bi, обогащен вольфрамом (до 1,3 %).

Группа минералов, встречающихся в рудах в малых количествах: халькопирит (образует мелкие ксеноморфные скопления в нерудной массе, либо в сростках с пирротинном, сфалеритом, пиритом, шеелитом и висмутином), касситерит (ассоциирует с халькопиритом, сфалеритом, шеелитом, пиритом и кварцем), серебросодержащие сульфосоли Bi-Pb состава (содержат в качестве примеси Cu, Se, Te).

Группа минералов, встречающихся в рудах в виде микровключений: сфалерит (встречается среди касситерита; отмечается также в сростках с висмутином, халькопиритом и пиритом), висмутин (встречается в виде ультратонкой вкрапленности в пирите, халькопирите, сфалерите, шеелите и гранате), висмут самородный (встречен среди шеелита и пирита), галенит.

Шеелит определяет весь объем вольфрамового рудобаланса месторождения Сарыкуль. Он встречается в прожилках и гнездах метасоматического кальцита; в кварц-карбонатных прожилках; в карбонат-пиритовых агрегатах; в пирит-марказитовых и пирит-мельниковитовых гнездах; в альбитовых и актинолитовых скоплениях; в ассоциации с серицитизированным и карбонатизированным плагиоклазом.

Шеелит образует единичные включения, неравномерную вкрапленность и мелкогнездовые агрегаты. Размер зерен от <0,01 мм до 1-2 мм. Часто шеелитовые зерна содержат включения полевого шпата, хлорита, гидроксидов железа. По трещинам в шеелите, кроме вмещающих нерудных минералов, отмечаются халькопирит и включения висмутина. Шеелит обогащен Mo и Cu.

По результатам геохимических исследований для апометатерригенного вольфрамового оруденения месторождения Сарыкуль уста-

новлен обобщенный ряд относительной интенсивности, который имеет вид W - Bi - Cd - Te - Be - Au - Zn - Cu - Sn - Ag - Mn - Mo - U - Se - V - Nb - Ni. Обращает на себя внимание высокое положение в ряду Cd и Te, а также низкое - Se и V.

Анализ корреляционных связей между элементами позволил выявить следующие закономерности:

- W образует значимые, но слабо выраженные корреляционные связи с Pb, Ag, Au, Be и Mn, что, вероятно, определяется автономностью формирования шеелитовой минерализации, с последующим совмещением в минерализованных зонах продуктов разных стадий;

- высоко значимая прямая корреляция Au с Bi и Te определяет классическую триаду для золота, сопровождающего вольфрамовое оруденение региона различных рудно-формационных типов;

- отсутствие четких связей As с типоморфными элементами апометатерригенного вольфрамового оруденения, при его субкларковых содержаниях в рудоносных метасоматитах, указывает на безмышьяковую специфику рудоносных растворов;

- устойчивые связи Ag, Bi, Cu, Se и Te с одной стороны и Pb с Sb, с другой, указывают на широкую вовлеченность в рудный процесс сульфосольной минерализации, ее разнообразие и обогащенность редкими элементами;

- устойчивая ассоциация Li - Cr - Ni - Co - Ti в настоящее время не имеет подтверждения на минеральном уровне и требует дополнительных исследований для ее расшифровки.

Предварительно намеченный прогнозно-поисковый критерии нового для региона апометатерригенного вольфрамового оруденения может включать следующие основные элементы:

- приуроченность минерализованных зон к ближней экзоконтактовой зоне геохимический - специализированного на вольфрам гранитоидного интрузива;

- наличие мощной и протяженной продольной рудо локализирующей тектонически-ослабленной зоны, осложняющей строение троговой структуры;

- широкое распространение на площади глубоко преобразованных метаморфическими процессами осадков матрикса песчано-аргиллитового комплекса олистостромовой толщи, характеризующихся высокой гранулометрической дисперсией, обеспечивающей значительную исходную пористость рудовмещающей среды и являющихся субстратом для формирования рудоносных метасоматитов;

- сложно построенное геохимическое поле, определенное типоморфным комплексом элементов (W - Bi - Cd - Te - Be - Au - Zn - Cu - Sn);

- на основе проведенного анализа создан и апробирован ряд геохимических коэффициентов, фиксирующих контрастные значения различных частей окопорудного пространства;

- особенности рудной минерализации, выраженные значительными объемами в минерализованных зонах сульфидов железа (пирротин, мельниковит, марказит, пирит); широким распространением группы минералов, встречающихся в рудах в малых количествах (халькопирит, касситерит, сульфосоли) и минералов, образующих микровключения (сфалерит, висмутин, висмут самородный, галенит).

Библиографический список:

1. Буртман В.С. Тянь-Шань и Высокая Азия: тектоника и геодинамика в палеозое. - М.: Геос. 2006. 325 с.
2. Кухтиков М.М., Черенков И.Н. Олистостромы вулканогенно-осадочной формации Гиссаро-Алая и Дарваза. - «Советская геология». №3, 1984. С. 24-31.
3. Леонов М.Г. Олистостромы в структуре складчатых областей. М. - Наука. - 1984 г. 234 с.
4. Отрощенко В.Д., Крикунова Л.М. Геология скарново-шеелитовых формаций и перспективы Каратюбинского вольфрамоносного района. Отчет. Фонды ГУП «Гиссаргеология». Т.- 1974 г. 124 с.
5. Хамрабаев И.Х. Важнейшие аспекты современных проблем петрогенезиса и рудогенезиса. Т. «Геология и минеральные ресурсы». № 2, 2000. С. 3-11.

ПРИМЕНЕНИЕ СХЕМ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ С ПЕРЕДВИЖНЫМИ И МОБИЛЬНЫМИ ДРОБИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНЫМИ КОМПЛЕКСАМИ НА ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАБОТАХ

Ушбу мақолада фойдали қазилма конларини очиқ усулда қазиб олишда даврий-узлуксиз технологияни мобил комплекслар билан бирга қўллаш таҳлил қилинган. Ҳаракатланувчи ва мобил майдалаш-қайта юклаш комплекслари билан ишлатилувчи даврий-узлуксиз технологик тизимларнинг афзалликлари ва камчиликлари ҳамда ушбу технологияларни такомиллаштиришнинг асосий йўналишлари кўрсатилган.

Таянч иборалар: даврий-узлуксиз технология, мобил майдалаш комплекслари, майдалаш-қайта юклаш пунктлари, тургун, ярим тургун, ҳаракатланувчи, мобил, экскаватор ковшойи, механик майдалаш, валли майдалаш ускунаси, ишлатиш харажатлари, унумдорлик.

This paper analyzes the use of periodic-continuous technologies with mobile complexes in the open mining of mineral deposits. The advantages and disadvantages of periodic and continuous technological systems used with progressive and mobile crushing and loading systems, as well as the main trends in the improvement of these technologies.

Key words: periodic continuous technology, mobile crushing complexes, crushing and reloading points, stationary, semi-permanent, mobile, mobile, cow dredging, mechanical crushing, crushing equipment, operating costs, productivity.

Насиров У.Ф.,
декан факультета горного дела и металлургии ТашГТУ им. Ислама Каримова д.т.н., профессор



Аннакулов Т.Ж.,
старший преподаватель кафедры «Горная электро-механика» ТашГТУ им. Ислама Каримова



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



В мире при добыче полезных ископаемых открытым способом все более широкое распространение находит циклично-поточная технология (ЦПТ), позволяющая существенно сократить дальность транспортирования горной массы за счет применения ленточных конвейеров с углами наклона до 16-18°, снизить себестоимость транспортирования горной массы на 30-40 %, поднять производительность труда в 1,4-2 раза. Интенсивный переход на ЦПТ добычи полезных ископаемых и выемки вскрышных пород вызван ростом затрат на транспортирование и поиском вариантов более эффективных комбинированных способов доставки горной массы с глубоких горизонтов карьеров.

На сегодняшний день во всем мире для увеличения производительности карьеров, а также снижения себестоимости добычи и транспортировки горной массы решаются проблемы использования ЦПТ с использованием мобильных комплексов. Возникает необходимость в выполнении научных исследований по разработке методологий проектирования карьеров, обрабатываемых с использованием мобильных дробильных комплексов (МДК), определению степени влияния геологических, горнотехнических и организационных факторов на производительность карьера, установлению зависимостей производительности мобильных экскаваторно-дробильных комплексов от параметров системы разработки карьеров, обоснованию области применения технологических комплексов карьеров с использованием мобильных дробильных перегрузочных комплексов.

От правильности выбора технологии и техники при производстве горных работ определяется эффективность разработки карьеров. В настоящее время при разработке месторождений полезных ископаемых открытым способом широкое распространение находит ЦПТ, которая позволяет снизить себестоимость транспортирования горной массы на 30-40 %, поднять производительность труда в 1,4-2 раза и сократить дальность транспортирования горной массы за счет применения ленточных конвейеров с углами наклона до 16-18° [1].

Рост затрат на транспортирование и поиск вариантов более эффективных комбинированных способов доставки горной массы позволили интенсивно перейти на ЦПТ добычи полезных ископаемых и выемки вскрышных пород.

Согласно [2] циклично-поточная технология есть форма организации производства, при которой в едином технологическом потоке горного предприятия одни процессы выполняются в циклическом, другие в непрерывном режимах. При использовании ЦПТ достигается дополнительное механическое дробление горных пород с помощью установленных на перегрузочном пункте дробилок, которые называются дробильно-перегрузочными пунктами (ДПП). Также может быть использовано грохочение, если достигнуто высокое качество взрывания массива.

В существующих схемах ЦПТ дробление или грохочение применяется в двух вариантах:

1) полустационарные дробилки располагаются на рабочем или нерабочем борту карьера и могут быть перенесены по мере развития горных работ;

2) передвижные дробильные или грохотильные агрегаты передвигаются по фронту развития горных работ вместе с экскаваторами.

Согласно работе [3] использование ЦПТ позволяет снизить затраты на разработку крепких горных пород на 25-30 % и повысить производительность труда в 2-3 раза по сравнению с обычной циклической технологией.

В существующих схемах ЦПТ ДПП разделяются на 4 вида:

- стационарные;
- полустационарные;
- передвижные;
- мобильные.

В глубоких карьерах применение стационарных и полустационарных ДПП неэффективно из-за несоответствия условиям ведения горных работ. Применение стационарных и полустационарных ДПП показало их несоответствие условиям ведения горных работ в глубоких карьерах. На бортах карьеров для строительства ДПП необходимо создание специально отведенных площадок для расположения дробильного оборудования, который является корпусом крупного дробления обогатительных фабрик. Строительно-монтажные работы выполняются в течение продолжительного времени (3-4 года). Строительство нового стационарного пункта или перенос полустационарного на нижележащий горизонт должно осуществляться по вертикали через 90-140 м [1].

Передвижные дробильно-перегрузочные комплексы (ПДПК) отличаются максимально облегченной конструкцией и отсутствием собственного хода. При строительстве ПДПК и их установке на карьере применяются металлоконструкции и практически не используется железобетон. Передвижка ПДПК в следующее положение осуществляется с помощью специальных гусеничных тележек большой грузоподъемности один раз в 3-4 года. Также можно использовать буксировку модулей ПДПК карьерными автосамосвалами с предварительной навеской колёс.

Широкое использование дробления внутри карьера и конвейеризация транспорта впервые были реализованы в Германии на карьере известняков в 50-х годах XX века. При этом производительность дробильных установок составляла ~ 250 т/ч, а максимальный размер куска горной массы после дробления был равен 50 мм.

Конструкторские и проектные разработки, а также опыт эксплуатации комплексов ЦПТ при открытой разработке за последние 40 лет, показывают, что при внедрении технологических схем ЦПТ на горно-добывающих предприятиях необходимо использование существующей и создание новой горно-транспортной техники с ДПК, параметры и показатели которых отвечают горно-геологическим и горно-техническим условиям [4].

Дробильно-конвейерный комплекс с полустационарной дробильной установкой в СНГ впервые был применен в 1996 году на железорудном карьере Полтавского горно-обогатительного комбината (ГОК) [5]. В результате исследования эффективности применения ЦПТ на железорудных карьерах с полустационарными ДПУ и оборудованием комплекса в открытом исполнении принято решение о реализации предложения на базе оборудования, изготовленного немецкой фирмой Krupp Fordertechnik, на основании анализа показателей технологий с автомобильным (базовый вариант) и автомобильно-конвейерным транспортом. При производительности карьера по руде 2500 т/ч и его глубине 160 м наиболее рациональным является использование автомобильно-конвейерного транспорта. При равных капиталовложениях для технологий с автомобильным и автомобильно-конвейерным транспортом себестоимость 1 т руды за счет более низких эксплуатационных расходов на энергоносители, шины, запчасти и заработную плату почти вдвое меньше, чем в базовом варианте (рис. 1).

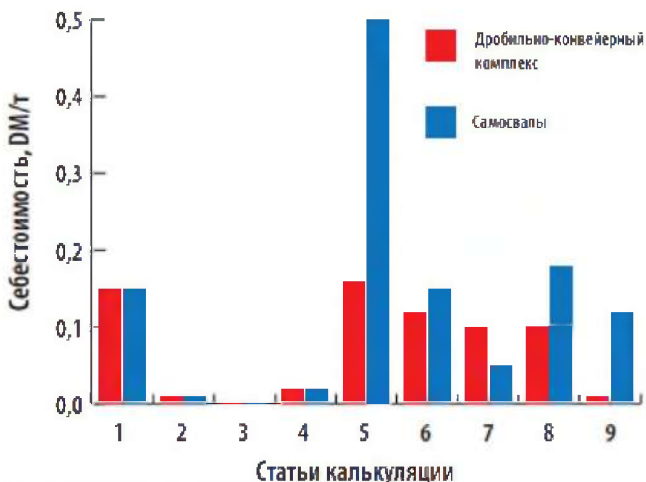


Рис. 1. Эксплуатационные расходы по статьям калькуляции при использовании технологий с автомобильным и автомобильно-конвейерным транспортом: 1 – амортизация; 2 – оплата процентов; 3 – страховка; 4 – налоги; 5 – энергоносители; 6 – запасные части; 7 – материалы и смазка; 8 – шины; 9 – заработная плата

Для скальных вскрышных пород и руды опытно-промышленная проверка грохотильных перегрузочных пунктов, конвейеров и отвалообразователя была проведена в 1980-1985 гг. на карьере Мурунтау Центрального рудоуправления Навоййского горно-металлургического комбината. Использование в работе комплекса «ЦПТ-порода» с тремя стационарными ДПП, одного грохота, двух

отвалообразователей марки ОШС-4000/125 и двух конвейерных линий производительностью 7000 т/ч позволило увеличить производственную мощность карьера Мурунтау по горной массе на 30%, снизить высоту ее подъема на 50-70%, сократить расстояние транспортирования горной массы автотранспортом на 30-40% и снизить запыленность карьера технологическим транспортом [6].

В 1999 г. на Ковдорском ГОКе внедрен дробильно-конвейерно-отвальный комплекс, ДПП которого оборудован полустационарными дробильно-перегрузочными установками со щековыми дробилками ЦДГП-1500x2100 производительностью до 600 м³/ч. В комплексе функционировали три полустационарных ДПУ, которые переносились крупными блоками (модулями) на новый концентрационный горизонт. На борту карьера был установлен конвейерный подъемник комплекса в открытом исполнении под углом наклона 16° [7].

Реализация концепции ЦПТ с использованием мобильных дробильных установок, расположенных в забое между экскаватором и забойным конвейером и перемещающихся вдоль фронта работ с помощью гусеничного ходового механизма позволила решить ряд проблем. Во время экскавации самостоятельное передвижение дробильных установок позволило исключить необходимость использования автосамосвалов как сборочного технологического транспорта. Одноковшовые механические экскаваторы загружали горную массу непосредственно в приемный бункер дробильной установки.

На Украине совместно работали самоходная дробильная установка с драглайнами, оборудованными устройством прицельной погрузки.

Во многих карьерах мира к настоящему времени эксплуатируются полностью мобильные дробильные установки, которые выпускаются фирмами: MMD Group, Thyssen Krupp Fordertechnik, Tenova TAKRAF, Joy Global Inc, Metso Minerals, Kleemann GmbH, ПАО «Новокраматорский машиностроительный завод (НКМЗ). Их эксплуатация приведены на рис. 2-4.



Рис. 2. Самоходный дробильно-перегрузочный агрегат ДПА-2000 производства ПАО «Новокраматорский машиностроительный завод (НКМЗ) на опытно-промышленном участке Центрального ГОКа (Кривбасс)



Рис. 3. Мобильная дробильная станция MS-1 компании MMD производительностью 10 тыс. т/ч на разрезе «Goonyella» (Австралия) с погрузкой горной массы экскаватором марки P&H2800



Рис. 4. Мобильная дробильная установка TMCS Тенова TAKRAF с двухвалковой дробилькой на угольном разрезе «Клермонт» (Австралия) производительностью 12 тыс. т/ч



Рис. 6. Мобильная дробильная система в угольном разрезе «YiminHe» (работа продолжается при температуре до -48 °С)

Валковые дробилки первичного дробления в виде модульных систем производительностью от 3000 до 12000 т/ч установлены на мобильной полноповоротной дробильной станции MS-1 компании MMD Group, самоходном дробильно-перегрузочном агрегате СДПА-2000 производства НКМЗ, мобильной дробильной установке TAKRAF Mobile Crushing Systems (TMCS). Для совместной работы с механической лопатой P&N 4100 компанией Joy Global Inc. введена в эксплуатацию новая самоходная дробильная установка MMC-4170С производительностью 10000-12000 т/ч. В состав комплекса ЦПТ с самоходной дробильной установкой входят экскаватор-мехлопата, перегружатель и система конвейеров [8].

Так как глубина карьеров увеличивается с ростом интенсивности производства открытых горных работ и обеднением по содержанию полезных ископаемых горной массы, то увеличивается стоимость транспортирования большегрузным автотранспортом, что приводит к применению более дешевого вида транспорта – конвейерного [9]. Недостатком конвейерного транспорта является подача на ленточный конвейер материала заданной кусковатости. Непрерывная транспортировка измельченного материала путем дробления на месте добычи самоходными дробильными агрегатами (СДА) с помощью конвейеров приводит к сокращению затрат на транспортирование на 60 %.

Преимуществом МДК является то, что он всегда оптимально расположен рядом с экскаватором. Горная порода измельчается дробильным комплексом до требуемой фракции, позволяющей транспортировать его конвейером, и непрерывным потоком направляется непосредственно на конвейерную систему. Мобильный конвейерный перегружатель позволяет увеличить дальность действия системы (рис. 5).

Если произвести замену автосамосвалов на один дробильный комплекс, одноковшовый экскаватор может использоваться дальше, т.к. на фазе проектного планирования и конструирования вместимость и высота бункера могут подгоняться в соответствии с возможностями экскаватора.

В 2007 г. введена в строй первая полностью мобильная дробильная система в угольном разрезе «YiminHe» (Китай), который перерабатывает 3500 т/ч угля. На рис. 6 представлен дробильный

комплекс на пути от места монтажа в забой, ленточные конвейеры и самоходный конвейерный перегружатель, обеспечивающие дальнейшую непрерывную транспортировку добываемого угля [11].

При работе в зимних условиях при температуре – 48 °С все узлы и компоненты мобильной дробильной системы работают в штатном режиме и выдают требуемую производительность. На приемном бункере системы установлены обогреваемые пластины, которые обеспечивают беспрепятственную выгрузку угля из бункера при помощи пластинчатого питателя.

Отличительными характеристиками мобильной дробильной системы являются степень свободы комплекса в комбинации с одним единственным поворотным разгрузочным ленточным конвейером, а также статический расчет несущей конструкции, которая позволяет обходиться во время работы без дополнительной опоры всего комплекса и тем самым обеспечивает полную мобильность дробильного комплекса.

Использование мобильных дробильно-перегрузочных комплексов позволяет [12]:

- интенсифицировать открытые горные работы, обеспечивая быструю переброску основного технологического оборудования на участки с отставанием вскрышных работ;
- исключить перегрузочные экскаваторные склады в карьере, поскольку загрузка думпкаров производится непосредственно с конвейера;
- обеспечить для каждого вида транспорта, работающего в карьере, оптимальные условия его применения, а именно железнодорожного – на верхних уступах, автомобильного – на уступах с коротким плечом откатки по горизонтали и на спуск, конвейерного – на самом тяжелом участке при подъеме до 16°;
- улучшить организацию ведения горных работ, обеспечивая быстрый перевод основного горнотранспортного оборудования на участки, подлежащие вскрытию или отработке;
- снизить потребность в автосамосвалах в 2 раза;
- увеличить производительность труда в 1,8-2,5 раз и исключить необходимость дальнейшей проходки наклонных стволов, заменив их открытыми траншеями при отработке глубоких горизонтов Криворожских железорудных карьеров.



Рис. 5. Технологический комплекс «Экскаватор – мобильная дробилка – ленточный перегружатель – ленточный конвейер»

Основными требованиями при обработке месторождений экскаваторами в комплексе с конвейерным транспортом являются [12]:

– хорошее дробление скальной породы взрывом (куски породы с линейными размерами до 350-400 мм) или использование дробильно-грохотильного оборудования;

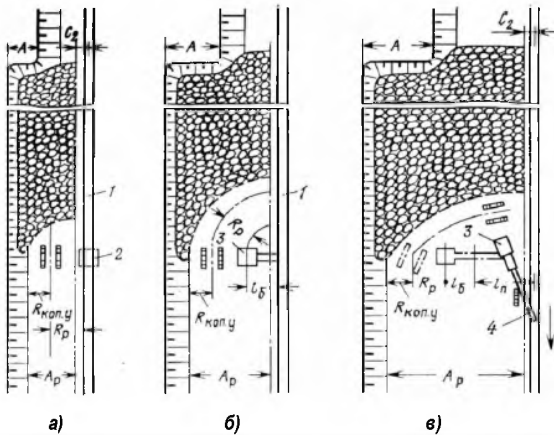


Рис. 7. Схема работы мехлопаты при фронтальном расположении конвейера: 1 – конвейер; 2 – бункер питатель; 3 – бункер питатель с разгрузочной консолью; 4 – перегружатель

– автоматизированное наращивание конвейерной линии по мере отработки уступа;

– наличие конвейерного укрытия при производстве взрывных работ и т.д.

При работе экскаватора совместно с ленточным конвейером возможны следующие схемы отработки широких заходок.

Схема I. Использование установленного над конвейером бункера-питателя (рис. 7, а).

Схема II. Использование самоходного бункера-питателя при выемке угля и мягких пород или дробильно-грохотильного агрегата – при разрыхленных взрывом породах и рудах (рис. 7, б).

Схема III. Использование самоходного бункера-питателя (дробильно-грохотильного агрегата) в сочетании с забойным перегружателем (рис. 7, в).

В зависимости от расположения конвейера (фронтальное или тупиковое) выбирается ширина площадки и положение экскаватора относительно конвейерной установки или бункера питателя, длины разгрузочной консоли и перегружателя [12].

С использованием ЦПТ в странах СНГ перевезено для переработки всего лишь 10% горной массы, на предприятиях Канады, США, Австралии, Чили и других зарубежных стран – свыше 50% от общего объема добычи и переработки минерального сырья [13]. Существенно разный объем использования ЦПТ заключается в различных технологических подходах. За рубежом комплексы ЦПТ изначально были ориентированы в основном на полуперемещаемые дробильные установки с последующим переходом на передвижные.

Таким образом, анализ применения схем ЦПТ с передвижными и мобильными дробильно-перегрузочными комплексами на открытых горных работах показывает, что основными направлениями ее коренного совершенствования являются разработка, создание и внедрение на карьерах принципиально нового горнотранспортного оборудования и технологических схем его применения, к которым относятся: модульные перегрузочные пункты, мобильные перегрузочные пункты на базе самоходного экскаваторного и грохотильно-дробильного оборудования, конвейерные поезда. Применение мобильных дробильных комплексов определяет эффективность использования ЦПТ на современном этапе. Для совершенствования ЦПТ необходимо сочетать транспорт непрерывного действия в комплексе с экскаваторами циклического действия для разработки вскрышных пород и мобильными дробильно-перегрузочными комплексами.

Преимуществами мобильных дробильно-перегрузочных комплексов являются:

- увеличение коэффициента использования экскаватора;
- равномерное загрузочное дробление загрузочным конвейером;
- обеспечение полной загрузки дробилки за счет регулирования скорости пластинчатого конвейера;
- отсутствие значительного объема строительных конструкций;
- сокращение затрат при переносе оборудования на новое рабочее место;
- уменьшенные сроки поставки, пуско-наладки и ввода в эксплуатацию;
- эффективная работа там, где применение стационарных экономически нецелесообразно.

Библиографический список:

1. Решетняк С.П. Обоснование и разработка схем циклично-поточной технологии с внутрикарьерными передвижными дробильно-перегрузочными комплексами // Дисс. докт. техн. – Апатиты, 1998. – 423 с.
2. Горная энциклопедия. – М.: Советская энциклопедия. Под ред. Е.А. Козловского. 1984-1991. – 216 с.
3. Анисратов Ю.И. Технология открытых горных работ. Учебное пособие. – М.: Недра, 1995. – 214 с.
4. Бабец Е.К., Чепурной В.И., Ляш С.И., Корняшик С.И. Оценка эксплуатационного состояния технологического оборудования дробильно-перегрузочных пунктов комплексов циклично-поточной технологии карьеров Кривбасса // Форум гірників - 2016 : матеріали міжнар. наук.-практ. конф., 5-8 жовтня 2016 р. - Дніпро, 2016. - Т. 2. – С. 111-115.
5. Мартыненко В., Элиас К.Х. Первый дробильно-конвейерный комплекс фирмы KRUPP на Полтавском ГОКе // Горная промышленность. 1996. – №3. – С. 27-29.
6. Мальгин О.Н., Шеметов П.А., Лашко В.Т., Коломников С.С. Совершенствование циклично-поточной технологии горных работ в глубоких карьерах / Под ред. Н.И. Кучерского. – Т.: Фан, 2002. – 144 с.
7. Кармаев Г.Д., Глебов А.В. Выбор горно-транспортного оборудования циклично-поточной технологии карьеров. – Екатеринбург: Институт горного дела УрО РАН, 2014. – 295 с.
8. Ясоченя С.В., Опанасенко П.И. и др. Проблемы и перспективы циклично-поточной технологии при открытой разработке угольных и рудных месторождений // Рациональные недропользование. – Москва, 2014. – №3. – С. 52-62.
9. Дробильно-сортировочные установки / В.И. Большаков, Н.Г. Малич, В.С. Блохин // Фундаментальные и прикладные проблемы черной металлургии: Сб. научн. тр. – Днепропетровск.: ИЧМ НАН України, 2007. – Вып. 15. – С. 279-295.
10. Молдабеков Б.К. Особенности применения циклично-поточной технологии в условиях карьера «Актогай» // Вестник КАЗНТУ. – 2014. – №1. – С. 173-178.
11. Ульрих Ментгес, Юрген Коппач, Пашко П.Б. Полностью мобильный дробильный комплекс на гусеничном ходу для крупных карьеров и разрезов // Уголь. – Москва, 2009. – №4. – С. 28-32.
12. Анисимов О.А. Технология строительства и разработки глубоких карьеров. – Монография. – Днепропетровск: Национальный горный университет, 2015. – 266 с.
13. Вайсберг Л.А., Баранов В.Ф. Состояние и перспективы циклично-поточной технологии // Горный журнал. – Москва, 2002. – №4. – С. 35-40.

РЕЗУЛЬТАТЫ УТОЧНЕНИЯ КОЭФФИЦИЕНТА ВЫТЕСНЕНИЯ НЕФТИ ВОДОЙ ДЛЯ ГЕОЛОГО-ФИЗИЧЕСКИХ УСЛОВИЙ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ШАКАРБУЛАК

Мақолада Шакарбулоқ конида геологик ва жисмоний ҳолатга кўра, сувнинг ёғ алмашинуви оқилона коэффицентлари бўйича тадқиқотлар натижалари келтирилган. Нефтни қайтариш коэффицентлари жой алмашинуви коэффицентлари, жой алмашинуви ва канализация билан боғлиқлиги кўрсатилган.

Ёғ алмашинувининг сувлари К_{вйт} билан, қайта ювишдан кейин тош мисоллари (ядриси) дан туширилган нефть ҳажмининг нисбати, ундаги бошланғич мой миқдори. Сувни қоплаш даражаси сув омборларида сувнинг ишлаб чиқарилиши 100 % дан камроқ бўлганда, иқтисодий аҳамиятга молик сабабларга кўра ишлаб чиқариш тузагадан кейин нефтининг йўқолишини таъсирлайди. Делозит қилинган ёғ ва инекция қилинган сувнинг вискозитлари нисбатларига, тузлишларнинг ҳетерогенитесининг ўтказувчанлигига, сувсиз қолган қудуқларнинг ёпилишида уларнинг қийматига боғлиқ.

Таянч иборалар: ривожланиш тизимлари, нефть ичидаги нефть йўқотилиши, нефтининг гетерогенлик, Шакарбулоқ конидир, ер ўзгартириш коэффицентлари.

The article presents the results of studies on the refined coefficient of oil displacement by water in the Shakarbulak fields according to geological and physical conditions. It is shown that the oil recovery coefficient is associated with the coefficients of displacement, displacement coverage and waterflood coverage.

Odds of oil displacement with water K_{vyt} characterizes the ratio of the volume of oil displaced from rock samples (core) after repeated washing, the initial oil content in it. The displacement coverage rate characterizes the loss of oil in the reservoir under the conditions of a given development system due to its intermittent structure. At the same time, it also depends on the density of the grid of wells. The flooding coverage rate characterizes the loss of oil in the reservoir from the termination of its production due to economic considerations when water production of wells is less than 100%. It depends on the ratio of the viscosities of the displaced oil and injected water, the permeability of the heterogeneity of the formations, the value of the flooded wells when they are turned off.

Key words: development systems, oil losses in the reservoir, reservoir heterogeneity permeability, Shakarbulak field, displacement coefficient.

В Республике выполняются программы по развитию нефтегазовой отрасли. На основе программы мер, проводимых в данном направлении, достигнуты значительные результаты, в частности, в рамках реализации программы по увеличению добычи углеводородного сырья, объемы буровых работ в разведочном и эксплуатационном бурении скважин выросли в два раза, что обеспечило открытие новых нефтяных и газовых месторождений.

В стратегии действий по дальнейшему развитию Республики Узбекистан определены задачи по сокращению энергоёмкости и ресурсоемкости экономики, широкому внедрению в производства энергосберегающих технологий, повышению производительности труда в отраслях экономики а также продолжению политики стимулированию производства для поднятия на новый уровень нефтегазовой промышленности и повышения эффективности разработки месторождений углеводородов, в том числе наиболее полного извлечения запасов нефти длительно эксплуатируемых объектов.

Как известно, коэффициентом извлечения нефти называют отношение нефти, которая может быть извлечена на поверхность при данном способе разработки (и эксплуатации), к объему нефти (приведенному также к поверхностным условиям), первоначально содержащейся в недрах [2]:

$$\eta = Q_{\text{изв}} / Q_{\text{геол}} \quad (1)$$

где $Q_{\text{изв}}$ - извлекаемые запасы нефти;

$Q_{\text{геол}}$ - геологические запасы нефти.

При расчётах коэффициент извлечения нефти представляется как произведение трех коэффициентов вытеснения, охвата вытеснением и заводнения [3].

$$\eta = K_{\text{выт}} \cdot K_{\text{охват выт}} \cdot K_{\text{охв.завод}} \quad (2)$$

Под коэффициентом вытеснения нефти водой $K_{\text{выт}}$ понимается отношение объема нефти, вытесняемого из образцов породы (керна) после многократной промывки, начальному содержанию нефти в нем.

Этот коэффициент зависит от величины проницаемости, структуры пористой среды, физико-химических свойств пластовой нефти и вытесняющей жидкости. Он характеризует максимальный коэффициент извлечения нефти при длительной промывке образца породы и определяется в лабораторных условиях. В расчётах коэффициента извлечения нефти используется его величина, определяемая для осреднённого значения проницаемости. Методы определения коэффициента вытеснения достаточно, сложно трудоёмки. Поэтому исследованиями, преимущественно, охвачены основные продуктивные пласты крупных месторождений, а по средним и мелким имеются лишь единичные анализы, которые не могут составить представительную выборку. Анализ результатов определения коэффициентов вытеснения показывает, что зависимости коэффициентов вытеснения от проницаемости незначительно отличаются друг от друга.

Коэффициент охвата пласта процессом вытеснения $K_{\text{охв.выт}}$ представляет собой отношение порового объема пласта охваченного процессом фильтрации ко всему поровому пласта. Коэффициент охвата вытеснением характеризует потери нефти в пласте в условиях заданной системы разработки из-за прерывистого его строения. Он также зависит и от плотности сетки скважин.

Под коэффициентом охвата заводнением коэффициент охвата вытеснением понимается отношение объема промытой части пласта к объему подвижной нефти. Коэффициент охвата заводнением характеризует потери нефти в пласте от прекращения её добычи по экономическим соображениям. При обводнённости продукции скважин меньше 100%. Он зависит от соотношения вязкостей вытесняемой нефти и закачиваемой воды, проницаемость неоднородности пластов, величины обводнённости продукции скважин при их отключении.

Таким образом, этот коэффициент учитывает неполноту промывки водой проницаемостью неоднородного продуктивного пласта.

В работе [4] приведены результаты определения коэффициента вытеснения нефти нефтью пластовой воды в лабораторных условиях, проведенных в ИГРНИГМ. Образцы кернов отобраны в основном из продуктивных горизонтов и преимущественно из интервалов, представленных сложными типами коллекторов XV-ПР, XV-П, XV-НР горизонтов

Хайитов О.Г.,
Зав.кафедрой ТашГТУ
им.Ислама Каримова
к.г.-м.н., доцент



Агзамов А.А.,
зам.нач.Ташкентского
регионального управления
"Узнефтвазинспекция", к.т.н



Бобомуродов А.А.,
ассистент, кафедры
«Разработка и эксплуата-
ция нефтяных и газовых
месторождений» Каршин-
ского инженерно экономи-
ческого института



верхнеюрской карбонатной формации месторождения Шакарбулак в скважинах № 4, 7, 8, 9. Всего проанализировано 23 образца.

Коэффициент вытеснения нефти моделью пластовой воды из образцов определялся на установке для исследования проницаемости кернов (УИПК) в термобарических условиях, близких к пластовым. Образцы подвергались сжатию со всех сторон под давлением, изменяющимся в пределах 12,7-18,42 МПа. При следующих термодинамических условиях: перепад давления (депрессия) - 6,76-11,47 МПа, температура - 92-100 °С. Время появления нефти на выходе составляло от 166 до 176 мин. После многократной (5-10раз) промывки порового пространства моделью пластовой воды образец вынимали из кернодержателя установки и после соответствующих взвешиваний и расчетов получали величину коэффициента вытеснения нефти водой.

Необходимо отметить, что из 23 лабораторных экспериментов по вытеснению нефти водой только параметры трех образцов керна имели близкие значения показателей принятых при подсчете запасов нефти и проектировании разработки месторождения Шакарбулак: средняя пористость - 0,093 доли ед; средняя нефтенасыщенность - 0,82 доли ед; средняя проницаемость - 0,130 мкм² [5].

Первый образец представлен коллектором порового типа и сложен серым нефтенасыщенным пористым известняком. Открытая пористость его равна 10,6 %, газопроницаемость 0,0194 мкм², остаточная водонасыщенность до 24 %. Коэффициент вытеснения определен при гидробжиге 12,31 МПа с перепадом давления 1,093 МПа, температура 89 °С. Время появления нефти 7,49 мин., коэффициент вытеснения нефти водой - 0,52 [4].

Два других образца с поровыми коллекторами XV-P горизонта имеют следующие показатели: открытая пористость - 8,8 и 13,2 %; проницаемость - 0,0136 и 0,0293 мкм²; остаточная водонасыщенность - 28,7 и 34,8 %. Полученные значения коэффициента вытеснения составили 0,49 и 0,53 [4].

В связи с этим возникает необходимость в уточнении достоверности полученных результатов и значений коэффициента вытеснения нефти водой для условий принятых средних параметрах нефтенасыщенности, пористости и проницаемости.

Для уточнения полученных знаний коэффициента вытеснения нефти водой этих образцов нами использована модель рекомендованная академиком М.Л. Сургучевым [6]:

$$K_{\text{выт}} = 0,2649 - K - 0,107 K^2 - 0,0026M_n + 0,5286, \quad (3)$$

где: K-средняя проницаемость, мкм²;

M_n-вязкость пластовой нефти, мПа*с.

Так как при составлении проектных документов на разработку месторождения Шакарбулак приняты различные значения вязкости пластовой нефти 0,42 мПа*с в [5] и 3,3 мПа*с в [7] расчеты проведены в двух вариантах. Результаты расчетов коэффициента вытеснения нефти водой для различных значений проницаемости приведены на рис.1.

Из него видно, что эксперимент определение значения коэффициента вытеснения достаточно хорошо согласуется с расчетными их значениями. При проницаемости 0,0293 мкм² расчетное значение коэффициента вытеснения составляет 0,5344, а экспериментально определенная - 0,5300, т.е. отклонение всего 0,82 %, при проницаемости 0,0194 и 0,0136 мкм² эти показатели соответственно составили: 0,5241; 0,5200; 0,78 % и 0,5291; 0,4900; 7,39 %.

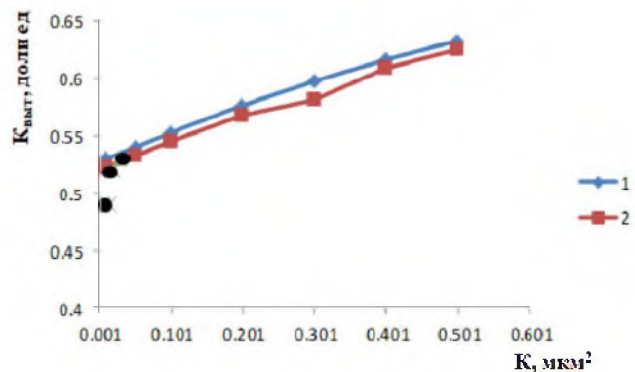


Рис.1. Зависимость коэффициента вытеснения нефти водой по модели (1): 1-при вязкости пластовой нефти 0,42 мПа*с; 2- при вязкости пластовой нефти 3,3 мПа*с; Δ - экспериментальные значения

Необходимо отметить, что по мере снижения проницаемости расхождение между расчетными и экспериментальными значениями коэффициента вытеснения нефти водой увеличивается. Для принятой средней проницаемости коллектора 0,130 мкм² величина коэффициента вытеснения нефти водой составляет 0,5605 и может быть рекомендована для использования при проектировании разработки месторождения Шакарбулак.

Библиографический список:

1. Жданов М.А. Нефтегазопромысловая геология. - М.: Гостоптехиздат, 1962. - 302 с.
2. Стратегия действий по пяти приоритетным направлениям развития Республики Узбекистан в 2017-2021 годах. Сборник законодательных документов Республики Узбекистан, 2017, №6.
3. Методическое руководство по расчету коэффициентов извлечения нефти из недр. -М.: Миннефтепром, 1986. -253 с.
4. Абдуазимов У.А., Юсупов Р.Р., Мадазов А.Ш., Миракбарова В.Н. Некоторые результаты определения коэффициента вытеснения нефти из сложных коллекторов. Нефть и газ. 2008. - С. 29-31.
5. Проект разработки нефтегазоконденсатного месторождения Шакарбулак. - Ташкент: АО «УзЛТИнефтегаз», 2014. -142 с.
6. Извлечение нефти из карбонатных коллекторов. М.Л. Сургучев, В.Н.Колганов, А.В.Говура и др. - М.: Недра, 1978.-230 с.
7. Проект пробной эксплуатации месторождения Шакарбулак. - Ташкент: «УзбекНИПИнефтегаз», 1998.- 86 с.

КОНЦЕПТУАЛЬНЫЕ ОСНОВЫ РЕШЕНИЯ ПРОБЛЕМ ПЕРЕРАБОТКИ ТЕХНОГЕННОГО СЫРЬЯ

Бугунги кунда дунё миқдосида кон-металлургия саноатида кондицион рудаларни қайта ишлаш ҳажмини камайтириб, ҳозиргача йиғилиб қолган техноген чиқиндиларни қайта ишлаш ҳажмини ошириш зарурияти пайдо бўлган. Техноген чиқиндиларнинг ишлатилиши ҳақида босқичли концепция таклифи киритилляпти. Биринчи босқич техноген чиқиндиларни ресурс сифатида қуриб уларни қайта ишлашда минимал миқдорда чиқинди олиш назарда тутилади. Иккинчи босқичда эса чиқиндисиз технолоияларга ўтиш масалалари қўйилган.

Мисол сифатида Ўзбекистоннинг (Навоий КМК ва Олмалиқ КМК) техноген чиқиндиларини комплекс ишлатилиши вариантларидан бири ва шу билан давлат иқтисодиётига таъсири кўрсатилган.

Таянч иборалар: техноген чиқиндилар, минерализациялашган масса, бойитиш чиқиндилари, чиқинди хона, буш тоғ жинси уюмлари, мис шлаклар, кургошин клинкери, уюмда танлаб эритиш.

Currently in the world, in the mining and metallurgical industry there is a forced need to reduce the share of processing ores and increase the share of previously accumulated industrial wastes. A phased concept of the use of man-made waste is proposed. At the first stage, the existing industrial wastes are considered as resources and are subject to complete processing with the minimum amount of new waste. At the second stage, the task is to develop non-waste technologies.

The example of Uzbekistan (Navoi and Almalyk MMC) shows one of the possible options for the integrated use of industrial waste for the state economy.

Key words: man-made waste, mineralized mass, tailings, tailing, waste dumps, copper slag, lead clinker, heap leaching.

Мировые запасы месторождений с высоким исходным содержанием и легкоизвлекаемыми рудами в настоящее время практически истощены, а в разработку вовлекаются труднодоступные по добыче и сложные по переработке руды. Поэтому на сегодняшний день современный мировой рынок переживает время явного дефицита минерального сырья.

Истощение запасов полезных ископаемых, вследствие чего, сокращение объем финансирования геологоразведочной деятельности, снижение темпов и количества, вновь открываемых месторождений – все вместе это приводит к развитию альтернативных способов промышленного извлечения ценных компонентов из вторичного сырья, техногенных и нерентабельных для освоения месторождений.

Также высокие цены металлов на мировом рынке создают благоприятную обстановку для разработки месторождений с низким содержанием полезных компонентов в сложных горнотехнических и природно-климатических условиях, а также вовлечения в переработку минеральных ресурсов техногенного происхождения. Накопленный практический опыт и знания позволяет разработать и создать новых способов добычи и переработки вышеназванных минеральных ресурсов.

Основной причиной, обусловившей сравнительно невысокий уровень эффективности использования сырьевых ресурсов месторождений, является то, что при наличии в извлекаемой горной массе, как правило, нескольких полезных компонентов горные предприятия запрограммированы на получение в подавляющем большинстве только одного или двух видов ценных компонентов в товарной продукции. Поэтому в отвалах накапливаются значительные запасы минерального сырья.

Если эти отходы можно будет повторно и эффективно использовать, то это приведет к сокращению эксплуатации конвенциональных месторождений, к утилизации отходов, которые в противном случае занимали бы территории и создавали экологические проблемы. Образование отходов приводит к дополнительным экономическим издержкам связанных с их транспортировкой и хранением. Но на сегодняшний день, при самых совершенных технологиях предотвратить возникновение отходов невозможно. По запасам и содержанию полезных компонентов многие из таких объектов могут быть отнесены к техногенным месторождениям. Суммарное количество полезных компонентов, накапливающихся за десятки лет в техногенных месторождениях, сопоставимо, а иногда и превышает количество полезных компонентов в конвенциональных месторождениях. Кроме того, некоторые виды отходов горной промышленности не нуждаются даже в обогащении и могут быть приравнены к рудным концентратам. Накопленные техногенные отходы также могут служить сырьем для производства строительных материалов и материалов дорожного строительства, для химической отрасли и сельского хозяйства [1].

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



Использование полезных ископаемых – сложный процесс, который включает разведку, добычу и переработку полезных ископаемых, складирование хвостов (неценной части руды), рекультивацию и закрытие рудника. Важными полезными ископаемыми являются такие металлы как медь, золото, свинец, цинк, селен, теллур, кадмий, рений, палладий, уран, металлы редкоземельной группы (МРЗ) и другие металлы, производимые в Узбекистане.

Добыча и переработка этих металлов из руды приводит к образованию больших количеств и различных видов отходов. В новых экономических условиях Узбекистан остро нуждается в переосмыслении стратегии использования своего природоресурсного потенциала. Сегодня, наряду с освоением недр, проблема вовлечения в переработку техногенного сырья важна для республики и включает в себя экономию невозобновляемых в природе минеральных ресурсов, уменьшение антропогенной нагрузки на окружающую среду, здоровье будущих поколений. Важным резервом повышения использования минеральных ресурсов является интенсификация использования отходов горно-металлургических производств.

В данной работе под техногенным сырьем (рудой, отходами, ресурсами) понимаются запасы полезных ископаемых и минерального сырья, находящиеся на складах некондиционных руд, минерализованной массы, хвостохранилищах, шлако- и шламонакопителях, отвалах вскрышных пород и других отходах горной промышленности, накопленные за годы эксплуатации горно-металлургических производств, характеризующиеся определенными потребительскими свойствами и потенциально пригодные для переработки.

Навоийский и Алмаликский ГМК основные источники рудных техногенных ресурсов в Узбекистане

Основными объемами техногенных ресурсов цветных и благородных металлов на территории Узбекистана обладают Центральнокызылкумский и Приташкентский горнорудные районы, отличающиеся длительной историей освоения и разработки руд цветных и благородных металлов. С начала отработки месторождений полезных ископаемых Навоийским и Алмаликским ГМК, в складских хозяйствах и хвостохранилищах накоплено более семи миллиардов тонн техногенных отходов некондиционного минерального сырья.

В целом только прогнозные ресурсы металлов, накопившиеся в отходах горно-металлургических производств Навоийского и Алмаликского ГМК, составляют около 1000 т золота, более 1300 т серебра, меди около 2000 тыс. т, свинца более 30 тыс. т, цинка более 117 тыс. т, серы более 13 тыс. т, большое количество железа, молибдена и др. полезных компонентов [1]. На рис.1 показаны основные техногенные отходы Навоийского и Алмаликского ГМК.



Рис.1. Техногенные отходы Навоийского и Алмалыкского ГМК

Основные отходы или техногенные ресурсы обоих комбинатов можно разделить на следующие виды [2]:

1. Отвалы минерализованной массы;
2. Склады забалансовых руд;
3. Промежуточные отходы схем рудоподготовки (магнитная фракция), гидрометаллургии (кислые растворы биогидрометаллургии) и пирометаллургии (шлаки, свинцовый кек, клинкер);
4. Отвалы хвосты перерабатывающих заводов и обогатительных фабрик;
5. Жидкие отходы (безурановые растворы).
6. Отходы вспомогательных служб и подразделений.

Из этих видов отходов, только забалансовые руды со временем вовлекаются в переработку, как шихта с рядовой рудой. Отвалы вскрышных пород, минерализованной массы и хвосты перерабатывающих заводов обычно хранятся десятки лет без какого-либо использования, вызывая только негативные последствия. Промежуточные отходы рудоподготовки, гидрометаллургии и пирометаллургии тоже обычно складываются из-за первоочередной необходимости основного производства.

Отвалы минерализованной массы, склады забалансовых руд и хвостохранилища занимают более 80 % площади любого горно-рудного проекта, предъявляют более высокие требования безопасности, и имеют значительное отрицательное влияние на окружающую среду.

Минерализованная масса является самыми многочисленными твердыми отходами в горнодобывающей промышленности. Чтобы добывать руду, необходимо вскрывать большое количество пустой породы, минерализованной массы. Производство пустой породы сильно различаются на разных рудниках из-за геометрии рудного тела, способа добычи. Самые большие объемы минерализованной массы образуются при открытом способе добычи.

Основные склады забалансовых руд и отвалы минерализованной массы Навоийского и Алмалыкского ГМК

При добыче твердых полезных ископаемых основным критерием ценности является содержание ценного компонента в руде. В зависимости от этого показателя руды подразделяются на следующие виды (по снижению содержания ценного компонента):

1. Балансовая руда;
2. Забалансовая руда;
3. Минерализованная масса;
4. Пустая порода.

Балансовая руда имеет содержание, предусмотренное проектом перерабатывающего предприятия (завод фабрика и т.д.) и перерабатывается на заводе или фабрике. Для медных руд это содержание обычно составляет более 0,3% Cu, для золотосодержащих руд более 1,5г/т Au.

Забалансовая руда имеет содержание ниже балансового и не перерабатывается на заводе или фабрике. Обычно находится на хранении и при повышенном содержании ценного компонента в текущей балансовой руде шихтуется и перерабатывается на заводе или фабрике. Забалансовая медная руда обычно содержит от 0,1 до 0,3 % меди, забалансовая золотосодержащая руда от 0,5 до 1,5 г/т золота.

Минерализованная масса имеет содержание значительно меньше забалансовых руд и не перерабатывается на заводе или фабрике, складывается в отвалах рудников. Для медных месторождений в минерализованной массе содержится не более 0,1 % меди, в золотых месторождениях не более 0,5 г/т золота.

Пустая порода обычно не содержит ценных компонентов и тоже складывается в отвалах. При низкой контрастности руды в пустой породе могут находиться ценные компоненты с таким же содержанием, как у минерализованной массы. По определению забалансовые руды и минерализованная масса являются техногенными отходами или ресурсами. Их обычно складывают рядом с местом добычи (карьер или шахта).

Самыми большими отвалами минерализованной массы и складами забалансовой руды обладает рудник Мурунтау (рис.2.).



Рис.2. Склады забалансовых руд и отвалы минерализованной массы рудника Мурунтау

На сегодняшний день на руднике находится около 2,5 млрд.т минерализованной массы и более 150 млн.т забалансовых руд (эти объемы выделены на рисунке красной линией). Из-за низкой контрастности Мурунтауских руд здесь отсутствует пустая порода.



Рис.3. Месторождение Кокпатас

Рудник сульфидных золотосодержащих руд Восточный (Кокпатас) разбросан на территории площадью более 40 км², на которой находятся более 40 карьеров (рис.3.). На руднике находится более 180 млн.т минерализованной массы и 12 млн.т забалансовых руд.



Рис.4. Рудник Даугыстау

На другом руднике сульфидных золотосодержащих руд Даугыстау (рис.4.) находится более 110 млн.т минерализованной массы и более 12 млн.т забалансовой руды.

В Алмалыкском ГМК основные отвалы минерализованной массы и забалансовых руд находятся на руднике Кальмакыр. На рис.5. эти объемы выделены красной линией. Объемы минерализованной массы составляют более 2 млрд.т и более 140 млн.т забалансовых руд.



Рис.5. Основные склады забалансовых руд и отвалы минерализованной массы рудника Кальмакыр

Отвальные хвосты Навоийского и Алмалыкского ГМК

Отвальные хвосты перерабатывающих заводов и обогатительных фабрик складываются в специальных искусственных водоемах - хвостохранилищах. Хвосты являются основными твердыми отходами, образующимися в процессе обогащения полезных ископаемых. Для того, чтобы извлечь полезное ископаемое, руда измельчается до соответствующего гранулометрического состава, затем полезное ископаемое отделяется от бесполезных ископаемых с помощью различных методов обогащения. С развитием горной промышленности утилизация хвостов стала актуальной проблемой. Выход хвостов в любом горном проекте

зависит от содержания руды, обогащенной на обогатительной фабрике. Как правило, высокое содержание ценных компонентов в руде дает меньше отходов. Хвосты должны быть утилизированы вовремя, иначе они будут занимать землю, загрязнять окружающую среду и даже влиять на здоровье людей. Традиционно, метод утилизации хвостов заключается в перекачке хвостовой пульпы в хвостохранилище. Строительство хвостохранилища стоит больших денег, и требует значительной площади земли.

Значительное количество техногенного сырья находится в хвостохранилищах Узбекистана.

Одно из крупных хвостохранилищ не только в Узбекистане, но и в мире находится в центре пустыни Кызылкум для хранения отвальных хвостов гидрометаллургического завода № 2 Навоийского ГМК (рис.6.).

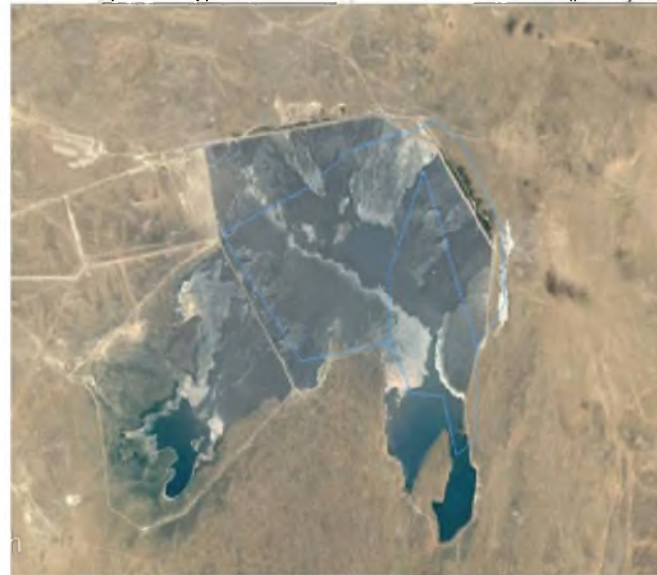


Рис.6. Хвостохранилище ГМЗ-2

Площадь хвостохранилища составляет более 42 км², объемы твердых отходов составляют более 1,1 млрд.т. В хвостохранилище ГМЗ-3 складываются отвальные хвосты переработки окисленных и сульфидных золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Даугыстау (рис.7.).



Рис.7. Хвостохранилище ГМЗ-3

Площадь хвостохранилища составляет более 6 км². Объемы отвальных хвостов составляют более 112 млн.т. Два больших хвостохранилища находятся в Алмалыкском ГМК, хвостохранилище № 1 и хвостохранилище № 2, где складываются отвальные хвосты медной обогатительной фабрики. Площадь хвостохранилища № 1 составляет 6 км².



Рис.8. Хвостохранилище № 1 (1) и отвалы медных шлаков медеплавильного завода (2)

Площадь хвостохранилища № 2 – более 18 км². Суммарные объемы обоих хвостохранилищ составляют более 1 млрд.т (рис.8 и 9).

Данные хвостохранилища относятся к так называемым наливным типам хвостохранилищ. Основным недостатком всех наливных хвостохранилищ является безвозвратная потеря воды, находящейся в отвальных хвостах. На рис.10. показаны хвосты «будущего» - «сухие» хвосты Цеха кучного выщелачивания (ЦКВЗ) Навоийского ГМК. При технологии кучного выщелачивания, расход воды составляет на порядок меньше, чем в традиционных технологиях извлечения металлов (гидрометаллургия, флотация, гравитация и т.д.). Поэтому для районов, имеющих дефицит водных ресурсов, каковым является Узбекистан, технология кучного выщелачивания с точки зрения расхода воды, является наиболее приемлемым, а в некоторых случаях и единственно возможным. Кроме того, технология кучного выщелачивания не требует очень дорогой операции транспортировки отвальных хвостов т.к. после выщелачивания исходная руда просто превращается в отвальные хвосты. Поэтому отработанную кучу золотосодержащих руд в Навоийском ГМК можно назвать хвостами «будущего». На сегодняшний день объем сухих хвостов «будущего» составляет более 240 млн.т.

Но у технологии кучного выщелачивания золота имеется существенный недостаток - низкое извлечение золота. Поэтому, чтобы повсеместно применять технологию кучного выщелачивания золота необходимо решить проблему извлечения золота. Более перспективным, на наш взгляд, является применение в Узбекистане кучного выщелачивания для медных руд.



Рис.9. Хвостохранилище № 2 медной фабрики Алмалыкского ГМК



Рис. 10. Отработанная куча ЦКВЗ – хвосты «будущего»

Концепция переработки техногенного сырья

Как видно из вышесказанного масштабы отходов золотой и медной горной промышленности в Узбекистане огромные. Очень трудно дать оценку того, сколько отходов генерируется горнодобывающей промышленностью во всем мире. Но все согласятся, что это количество невообразимо велико. Например, производство 1 т меди генерирует более 100 т отходов руды, а 1 кг. золота – 1000 т отходов руды. Поэтому вызывает обеспокоенность, что делать с таким количеством отходов. На наш взгляд настало время концептуально оценить ситуацию, создавшуюся от деятельности человека по вовлечению природных ресурсов в оборот.

Научные исследования, нацеленные на переработку техногенного сырья действующих добывающих предприятий, хвостов обогащения и кучного выщелачивания, а также гидрометаллургических заводов на основе современных технологий, являются актуальным направлением горно-металлургических производств Навоийского и Алмалыкского ГМК. Изученность технологических свойств техногенного сырья в Навоийском и Алмалыкском горно-металлургических комбинатах достаточно высока. Разработаны многочисленные рекомендации по их переработке. По нашему мнению, проблема переработки техногенного сырья не столько научно-техническая, сколько экономическая, социальная и организационная. На рис.11 представлена концептуальная схема формирования и использования техногенного сырья в Навоийском и Алмалыкском ГМК, которая используется для доизвлечения полезных компонентов, производства строительных материалов, товаров народного потребления, закладки выработанного пространства подземных горных выработок, сооружения дорог, дамб и др.

Для доизвлечения полезных ископаемых и в целом для комплексного освоения полезных ископаемых разработаны и предложены решения проблем переработки отходов горно-металлургического производства (табл. 1). Разработанные предложения ориентирует производителей на поиск решений по вовлечению техногенного сырья в дальнейшую переработку, позволяет решить проблемы по развитию минерально-сырьевой базы, охране окружающей среды, определяет пути и приемы решения задач, методы решения.

Данные концептуальные решения можно разделить на два этапа. На первом этапе ставится задача освоения и переработки существующих техногенных отходов, освобождения занятых территорий складами, отвалами и хвостохранилищами. Для этого необходимо в первую очередь оценить объемы техногенных отходов и посчитать запасы ценных компонентов.

После оценки техногенных отходов необходимо разработать технологию утилизации или использования этих отходов. Необходимо разработать технологии извлечения ценных компонентов, которые находятся в отходах, технологии использования неценных компонентов, а также технологии рекультивации прежних мест нахождения техногенных отходов.

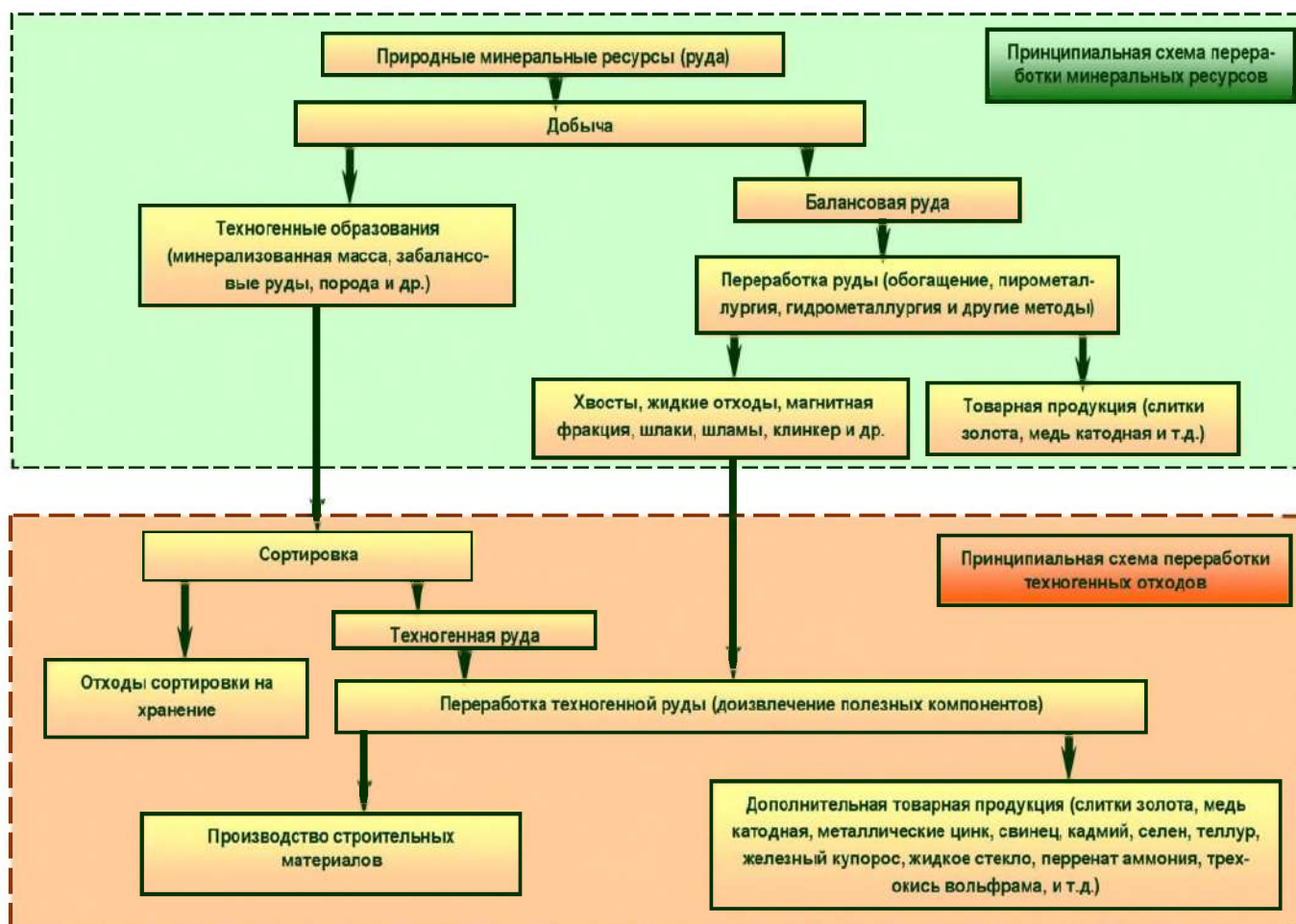


Рис.11. Концептуальная схема формирования и переработки техногенных отходов в Навоийском и Алмалыкском ГМК

Таблица 1

Предлагаемые решения проблем переработки отходов горно-металлургического производства

Пути и приемы решения задач	Методы решения	Достигнутый результат
Этап.1. Утилизация существующих отходов горно-металлургических производств		
1. Сортировка (предварительное обогащение) минерализованной массы и забалансовых руд	<ul style="list-style-type: none"> - Прикладные минералогические исследования; - Радиометрическая сепарация (рентгенорадиометрическая, рентгенолюминесцентная, фотометрическая и др.) 	- Расширение минерально- сырьевой базы
2. Переработка минерализованной массы и забалансовых руд	<ul style="list-style-type: none"> 2.1. Технологическое картирование отвалов минерализованной массы и складов забалансовых руд; 2.2. Добыча техногенных руд из отвалов минерализованной массы и складов забалансовых руд; 2.3. Переработка минерализованной массы и забалансовых руд: <ul style="list-style-type: none"> - селективная дезинтеграция минерализованной массы и забалансовых руд с использованием нетрадиционных физические и физико-химических методов: <ul style="list-style-type: none"> - интенсивная гравитация; - сверхтонкое измельчение; - кучное выщелачивание полезных компонентов; - бактериальное кучное выщелачивание полезных компонентов; <ul style="list-style-type: none"> - интенсивное цианирование; - микробиологические методы окисления; - флотация сульфидов; - технология интенсивной десорбции металлов. 	<ul style="list-style-type: none"> - Дополнительное получение готовой продукции; - Получение товарной руды из отходов производства. - Снижение области загрязнения окружающей среды

<p>3. Переработка отвалных хвостов перерабатывающих заводов и обогатительных фабрик</p>	<p>3.1. Технологическое картирование хвостохранилищ; 3.2. Добыча техногенных руд из хвостохранилищ; 3.3. Разработка технологии извлечения ценных компонентов из техногенных руд с применением таких методов как: - интенсивная гравитация; - интенсивное цианирование; - сверхтонкое измельчение; - бактериальное кучное выщелачивание драгоценных и цветных металлов; - кучное выщелачивание золота; - микробиологические методы окисления; - флотация сульфидов; - технология интенсивной десорбции золота и регенерация смолы</p>	<p>- Дополнительное получение готовой продукции; - Получение товарной руды из отходов производства. - Снижение области загрязнения окружающей среды</p>
<p>3. Переработка отходов медеплавильных заводов</p>	<p>1. Совместная переработка медеплавильных шлаков и медной руды; 2. Термогравитационное обеднение медных шлаков; 3. Обеднение конверторных шлаков.</p>	<p>- Дополнительное получение готовой продукции; - Расширение минерально- сырьевой базы; - Снижение области загрязнения окружающей среды.</p>
<p>4. Разработка и внедрение новых инновационных технологий, обеспечивающих комплексное извлечение металлов</p>	<p>- Нетрадиционные физические и физико- химические методы селективной дезинтеграции; - Высокоэффективные материалы и оборудование; - Интенсивное цианирование; - Сверхтонкое измельчение; - Бактериальное кучное выщелачивание золота; - Кучное выщелачивание золота; - Микробиологические методы окисления; - Флотация сульфидных руд; - Технология интенсивной десорбции золота и регенерация смолы.</p>	<p>- Расширение минерально- сырьевой базы - Положительный социально экономический фактор; - Сохранение максимального количества ценных компонентов, добываемых из недр</p>

Этап 2. Разработка и внедрение безотходных горно-металлургических производств

<p>1. Научно-исследовательские работы по созданию безотходных производств</p>	<p>1. Разработка новых методов геолого-разведочных работ с увеличением достоверности запасов полезных компонентов, с разработкой цифровых моделей рудных тел высокой разрешенности; 2. Разработка новых методов горных работ с утилизацией отходов горного производства. 3. Разработка новых безотходных обогатительных и металлургических технологий: 3.1. Использование современных методов изучения форм нахождения природного нанозолота в упорных сульфидных золотосодержащих рудах; 3.2. Изучение физико-химических свойств природного нанозолота; 3.3. Разработка новых методов определения золота в руде с гарантированным определением доли нанозолота, совершенный гамма-активационный анализ золота, серебра; 3.4. Микробиологические методы извлечения природного нанозолота; 3.5. Автогенные микробиологические методы извлечения природного нанозолота; 3.6. Методы извлечения природного нанозолота с применением микроволновых технологий; 3.7. Другие физико-химические методы извлечения природного нанозолота. 3.8. Разработка исходных данных для построения сепарационных характеристик технологического оборудования и технологических процессов; 3.8. Разработка технологии плавильных процессов металлов с помощью микроволнового поля.</p>	<p>Безотходное производство</p>
<p>2. Разработка нового полупромышленного технологического оборудования для новых технологий</p>	<p>2.1. Использование композитных материалов в изготовлении нового полупромышленного оборудования; 2.2. Разработка сепарационных характеристик оборудования</p>	<p>Безотходное производство</p>
<p>3. Полупромышленные испытания безотходных технологий</p>	<p>3.1. Разработка сепарационных характеристик полупромышленных схем; 3.2. Разработка цифровых методов непрерывного анализа полупромышленной схемы;</p>	<p>Безотходное производство</p>

На втором этапе, согласно настоящей концепции, ставится задача разработки и внедрения безотходных горно-металлургических производств. Для решения этой задачи необходимо исходить из источников проблем отходов горно-металлургических производств. Главной причиной является сама действующая схема или технология горно-металлургического производства. Разработка новой безотходной технологии золотого, медного и любого другого горного производства, позволит исключить или хотя бы значительно снизить ненужные, вредные и зачастую опасные отходы горно-металлургического производства.

Переработка техногенных отходов в Навоийском ГМК

1. Предварительное обогащение крупнокусковой некондиционной руды на Навоийском ГМК

В соответствии с разработанной концепцией (пункт 1.) разрабатывается технология рентгенорадиометрического обогащения некондиционной руды, которая предусматривает две стадии сортировки. Сначала на рудоконтрольной станции (РКС) крупнотоннажные порции в объеме кузова самосвалов разделяются на три типа: товарную руду, которая сразу отправляется на переработку на гидрометаллургический завод; забалансовую руду, направляемую на рудосепарационный комплекс (РСК) покусковой сепарации; минерализованную массу, складированную как сырьевая база будущих периодов переработки.

На Навоийском ГМК реализованы три проекта первой стадии сортировки:

1. РКС-К золотосульфидного рудника Восточный (Кокпатас), 12 млн.т/год (рис.12).

2. РКС-Ф фосфоритового рудника, 4 млн.т/год (рис.13).

3. РКС-Д золотосульфидного рудника Даугызтау, 6 млн.т/год.



Рис.12. Рудо-контрольная станция на руднике Восточный (Кокпатас)

Внедрение РКС-К золотосодержащих руд месторождения Кокпатас позволило увеличить содержание золота в руде поставляемой на ГМЗ-3, на 10 % за счет выделения из добываемых забалансовых руд обогащенного продукта и отбраковки из балансовых руд порций практически безрудной (породной) массы. Схематично полный цикл работ выглядит следующим образом. Вся руда текущий добычи поступает на РКС, где происходит посамосвальная сортировка в результате которой, часть самосвалов с богатой рудой направляется непосредственно на заводской передел, часть самосвалов с пустой породой в отвалы, а самосвалы с забалансовой и бедной рудой на склад. За период с 2009 года из общего добываемого потока рудной массы РКС-К отсортировано более 20 млн.т руды, из которых 10 млн.т товарной руды для ГМЗ-3.

Разработанный программно-управляемый комплекс не имеет аналогов в мировой практике золотодобывающей промышленности. Аналогичный комплекс в апреле 2003 года введен в эксплуатацию на месторождении Даугызтау (РКС-Д), с которого руда поставляется также на ГМЗ-3.

В 1998 году на карьере фосфоритовых руд месторождения Джерой-Сардара была внедрена РКС-Ф для сортировки бедных фосфоритовых руд этого месторождения и введена в эксплуатацию рудоконтрольная станция, РКС-Ф (рис.10). С 1998 года с помощью РКС-Ф, было отсортировано свыше 20 млн.т фосфоритовой руды.



Рис. 13. Радиометрическое опробование порции фосфоритов в кузове автосамосвала на рудоконтрольной станции РКС-Ф

2. Экспресс-анализ с более низким содержанием золота в твердых пробах

В период с 2017 по февраль 2019 года на руднике Мурунтау проведена реконструкция автоматизированной установки по экспресс-определению золота в твердых пробах методом гамма-активационного анализа (ГАА).

В результате реконструкции существенно повысилась чувствительность метода гамма-активационного анализа (ГАА) и точность определения золота. Нижний предел определения золота уменьшился более чем в два раза с 0,7 г/т до 0,2 г/т. Годовой объем выполняемых анализов увеличился с 1,0 млн. шт до 1,7 млн.шт.

Удивительно, но уже много лет установка Навоийского ГМК является единственной промышленной установкой в мире. Данная ситуация в основном связана с отсутствием информации, по известным причинам, о Навоийском ГМК при Советском Союзе. Более того, в 2017 году «на западе» появилась информация о разработке революционного метода анализа золота гаммаактивационного.

Для нашей концепции использования техногенных отходов, метод ГАА играет немаловажную роль. В будущем, есть предположение, что метод ГАА может стать основным балансовым методом определения золота в твердых продуктах. Дело в том, что метод ГАА пока уступает пробирному анализу в части, точности результатов анализов. Поэтому при балансовых подсчетах пользуются пробирным анализом. Но последние исследования минералогов и геологов в мире показывают, что в земной коре может содержаться очень-очень мелкое золото – нанозолото, которое обладает очень низкой температурой плавления, порядка 200-240 °С. Пробирный анализ требует нагрева исследуемого вещества до температуры более 1000 °С. Поэтому при пробирном анализе наночастица может расплавиться, испариться и не определится. Гамма-активационный анализ не требует нагрева тела до высоких температур, анализ основан на электронном облучении пробы, в которой находится золото. При облучении пробы гамма-лучами от всех атомов пробы отразится вторичное излучение, которое будет у каждого атома своим. Отраженное вторичное излучение принимает на себя приемник ГАА, сортирует их по элементам и определяет интенсивности вторичного излучения каждого элемента. Поэтому, теоретически с помощью ГАА, можно определить содержание золота (и всех остальных элементов) с точностью до одного атома. Но система определения и распознавания всех отраженных излучений (детектор) пока не может определить и распознать излучение всех атомов. На сегодняшний день эта система не может определить все излучения от пробы. Но и этого достаточно, чтобы определять золото в пробе с точностью 0,2 г/т. Если будет разработан детектор, который будет улавливать и распознавать все излучения пробы, то тогда можно будет заменить пробирный анализ. Западные специалисты подчитали, что в этом случае точность анализа составит 1 миллиграмм на 1 т пробы т.е. в 200 раз точнее чем, сейчас.

3. Технология кучного выщелачивания золота из забалансовых золотосодержащих руд месторождения Мурунтау

Разработана технология кучного выщелачивания золота из забалансовых руд месторождения Мурунтау с проектной производительностью по руде 12 млн. т/год (рис.14.).

Кучное выщелачивание золота из забалансовых руд месторождения Мурунтау представляет собой технологию с замкнутым производственным циклом без сброса хвостовой пульпы в хвостохранилище. Здесь хвостами является сама куча после выщелачивания (рис.10.). Получаются так называемые «сухие» хвосты.



Рис.14. Цех кучного выщелачивания золота (ЦКВЗ) Навойского ГМК

Исходная забалансовая руда со складов рудника Мурунтау загружается фронтальным погрузчиком на первую стадию дробления, где размер руды уменьшается с 300 мм до 100 мм (рис.15). Затем по системе ленточных конвейеров дробленая руда поступает на приемный склад руды, откуда ленточным конвейером подается на 2-ю стадию дробления с 100 мм до 50 мм. Дробленая до 50 мм руда с помощью ленточных конвейеров поступает на 3-ю стадию дробления с 50 мм до 12,5 мм. Дробленая до 12,5 мм руда поступает на 4-ю стадию дробления до 3 мм. Дробленая до 3 мм руда сначала стационарным конвейером, а затем с помощью системы передвижных конвейеров («кузнечиков») подается на подушку выщелачивания. Подушка выщелачивания орошается цианистым раствором для растворения золота. Цианистые растворы дренируют сквозь подушку выщелачивания и насыщаются растворенным золотом. В основании подушки золотосодержащие растворы собираются вместе и поступают на установку Меррилл Кроу для осаждения золота с помощью цинковой пыли и переработки золотосодержащих осадков в сплав доре. Как было сказано выше технология кучного выщелачивания золота это технология получения хвостов «будущего», но из-за низкого извлечения золота (не более 50 %) данная технология пока не имеет должного применения. Из-за того, что полученные хвосты кучного выщелачивания содержат значительное количество золота, требуется еще раз их перерабатывать по технологии с «мокрыми» хвостами.

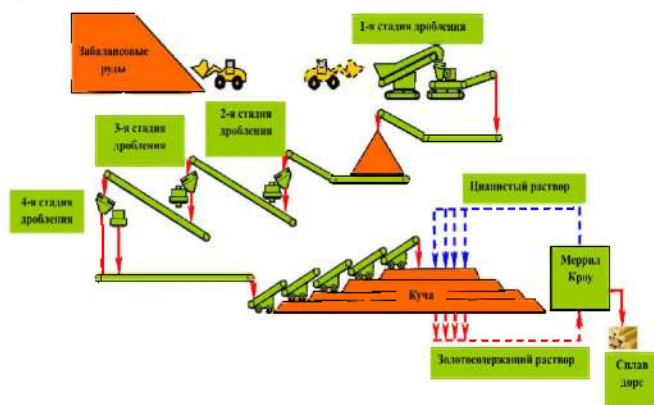


Рис.15. Схема цепи аппаратов ЦКВЗ

4. Гравитационное обогащение забалансовых руд месторождения Мурунтау на установке ТИГР

Последние 10-15 лет в Навойском ГМК изучается возможность получения из забалансовых руд месторождения Мурунтау, гравитационных концентратов с содержанием золота 20-30 г/т. В исследуемых забалансовых рудах содержание сульфидов изменяется от 0,1 до 2 %. мышьяка - от 0,02 до 0,07 %, органического углерода - от 0,4 до 1,8 %.

Золото присутствует в виде двух разновидностей, одна из которых представлена частицами размером 0,05-0,15 мм, срastaющимися, главным образом, с нерудными минералами. Частицы золота второй разновидности ассоциированы с сульфидами, преимущественно с арсенипитом, и не вскрываются даже при измельчении до - 0,047 мм. Количественные соотношения указанных разновидностей зависят от содержания сульфидов.

В 2005 году для переработки забалансовых руд месторождения Мурунтау в г. Навои была установлена опытная установка ТИГР (Технология Интенсивной Гравитации), рис.16.

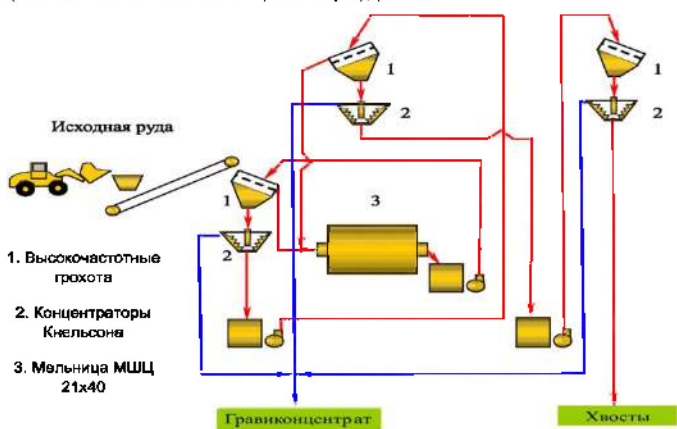


Рис.16. Схема цепи аппаратов опытной установки ТИГР

Данная установка – комплекс основного технологического и вспомогательного оборудования для обогащения золотосодержащих руд методом интенсивной гравитации. В качестве основного технологического оборудования используются центробежные концентраторы Knelson с периодической разгрузкой концентрата. Принцип работы концентратора – разделение материала по удельному весу с помощью центробежной силы (60-120 g). Производительность установки по руде – до 10 т/час. Опытная установка может использоваться как самостоятельная обогатительная установка для переработки руд малых месторождений. А так же как опытно-промышленная установка для проведения промышленных испытаний для последующего строительства гравитационных обогатительных фабрик.

Таблица 2
Результаты крупнотоннажных испытаний (100-200 тонн) различных руд, на установке ТИГР

Месторождение	Содержание Au, г/т			Выход объединенного концентрата, %	Извлечение Au в объединенный концентрат, %
	В исходном продукте	В хвостах	В объединенном концентрате		
Чармитан	4,33	1,20	139,86	2,26	73,00
Гужумсай	2,78	0,64	74,43	2,90	77,65
Аджибугут	2,50	0,96	78,61	1,96	62,26
Джамансай	6,11	1,35	108,05	4,46	78,88
Каракутан	0,88	0,24	17,63	3,68	73,75
Пистали	1,24	0,21	42,53	2,43	83,43
Хвосты ЦКВЗ	0,59	0,10	25,79	1,91	83,37

В 2008-2015 годах в Навоийском ГМК проводились опытные испытания технологии ТИГР для различных месторождений, результаты работ приведены в таблице 2. Испытания показали возможность с помощью центробежных концентраторов содержащих 0,7-7,8 г/т золота, выделять гравитационные концентраты, содержащие от 11,4 до 183 г/т при извлечении 61-88 %. Для промышленной реализации предложена комбинированная технология, включающая центробежное обогащение с последующим интенсивным цианированием продуктов гравитационного цикла. Сквозное извлечение золота по данной технологии достигает 90-95 %.

Особые результаты были получены на хвостах ЦКВЗ, при выходе гравиконцентрата около 2 % извлечение золота составило более 80 % и самое главное были получены отвальные хвосты – 0,1 г/т.

5. Переработка магнитной фракции на ГМЗ-1

Магнитная фракция (МФ) - это продукт, который получается в процессе измельчения руды в мельнице при выделении вредного аппаратного железа из измельченной руды с помощью магнитных сепараторов. При сепарации аппаратное железо переходит в магнитную фракцию сепараторов и удаляется из процесса. Полученная магнитная фракция из-за отсутствия дальнейшей схемы переработки складировалась как отвалы. При магнитной сепарации вместе с аппаратным железом в магнитную фракцию захватываются и немагнитные вещества, в первую очередь идет захват свободных золотин, так же захватываются частицы кварца и сульфидные минералы. Физически магнитная фракция представляет собой мелкодисперсное, в значительной степени окисленное железо. Основная м.ф. получается за счет износа мелющих металлических шаров. Железо, представляющее продукт износа футеровки (сталь 110Г13Л) при магнитной сепарации, практически не выводится, так как является немагнитным. Содержание общего железа в м.ф. - 70-80 %, золота – 1-5 г/т. Необходимость, вывода из процесса м.ф. связана с тем, что возврат ее в процесс уменьшает производительность мельницы по руде, ведет к увеличению расхода электроэнергии в цикле измельчения. На ГМЗ-2 накоплено около 20 тыс. т магнитной фракции.

В настоящее время в Навоийском ГМК применяются два способа утилизации: гидро-пирометаллургический и гидрометаллургический.

При гидро-пирометаллургическом способе утилизации магнитная фракция первоначально дезинтегрируется на ГМЗ-2, во вращающихся барабанах в смеси с водой с добавлением цианистого натрия. При дезинтеграции происходит разрушение слежавшейся части м.ф., а цианиды растворяют золото, находящееся в м.ф. После дезинтеграции и цианирования отмытая часть м.ф. направляется на приросталлургическую переработку на Навоийский машиностроительный завод (НМЗ), где используется в качестве шихтовочного материала в литейном производстве с 2013 года. Использование магнитной фракции в литейном производстве позволило заменить дефицитный металл при получении деталей из стали марки 110Г13Л, таких как футеровки для дробилок МР-1000 (ЦКВЗ), зубья ковша экскаваторов, гусеничные звенья экскаваторов ЭКГ, плиты бронифутеровочные, плиты дробящие и т.д. Процесс плавки магнитной фракции осуществляется в дуговой сталеплавильной печи ДСП-6. В 2018 году было использовано 7000 т магнитной фракции. В 2019 году запланировано использование более 7100 т магнитной фракции в литейном производстве НМЗ.

Другой способ утилизации м.ф. применяется на гидрометаллургическом заводе № 1 в г. Навои - технология сернокислотного выщелачивания м.ф. Исходная м.ф. растворяется в растворе серной кислоты. Продуктами технологии являются твердая соль железного купороса, растворы железного купороса и золотосодержащий кек. Сухой и жидкий железный купорос используется для обезвреживания цианистых пульп на ГМЗ-1 и ГМЗ-4, а золотосодержащий кек направляется в золотую схему ГМЗ-1. Полупромышленная установка по переработке м.ф. находится в опытно цехе №1 ГМЗ-1. По схеме с 1 т м.ф. получают 2,4 т железного купороса и 0,1 т. золотосодержащего кека.

6. Кучное бактериальное выщелачивание забалансовых сульфидных золотосодержащих руд

Технология кучного выщелачивания рассчитана на переработку больших объемов руды и сущность её очень проста. А применение микроорганизмов в этом процессе для переработки сульфидных руд незначительно удорожает процесс, так как не требует больших капиталовложений и высококвалифицированного персонала.

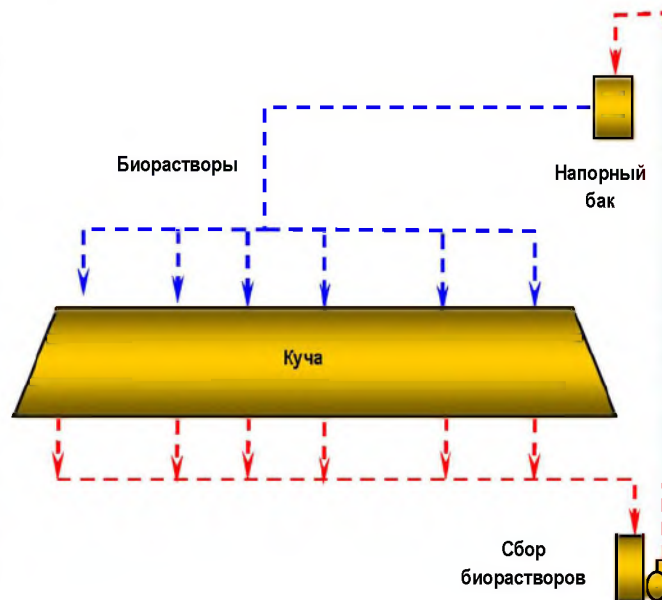


Рис. 17. Опытно-промышленная установка кучного биоокисления сульфидной руды месторождения Кокпатас (ГМЗ-3, г.Учкудук). Длина кучи- 30 м; ширина -15 м; высота – 2 м. Вес руды – 1200 т

В Навоийском ГМК была создана опытно-промышленная установка по кучному биоокислению сульфидных золотосодержащих руд. Площадка 30х15 м была обнесена с трех сторон бортами высотой 1,0 м. днище, имеющее уклон 3° покрыто изоляционным кислотостойким покрытием в два слоя.

Для предотвращения механических повреждений изоляционного покрытия поверх него был уложен слой 100 мм гранитного щебня фракцией 3,0 мм. Далее следовал дренажный слой гранитного щебня фракцией 25 мм, внутри которого была смонтирована система аэрации. Дробленую руду до класса крупности -20 мм укладывали в основание кучи послойно, высотой каждого слоя 0,5 м.

Химический состав кучи следующий (%):

5,9 - Fe_{общ}; 2,55 - Fe²⁺; 0,91 - As; 2,3 - S_{общ}; 2,1 - S⁻²; 4,4 - CO₂.

До биоокисления извлечение золота из пробы методом цианирования составило 26,5 %.

По завершении формирования опытной установки был проведен процесс декарбонизации материала кучи путём орошения её растворами серной кислоты концентрацией 2; 10; 30 г/л последовательно с целью уменьшения кольматации продуктами закисления.

Орошение кучи кислотными растворами продолжалось до установления стабильных значений pH=2,0-2,5. Продолжительность процесса декарбонизации составила 52 дня, расход кислоты 21 кг/т.

По окончании процесса закисления было начато орошение кучи бактериальными растворами с той же плотностью орошения.

Использовались ацидофильные железобактерии культуры бактерий.

В течение первых двух месяцев наблюдали постепенное увеличение концентрации Fe³⁺ и As⁵⁺ в жидкой фазе. Самая высокая их концентрации - 3,0-4,0 г/л Fe³⁺ и 1,0-2,0 г/л As⁵⁺ отмечалась в конце второго месяца орошения.

По окончании орошения для изучения изменения химического состава твердой фазы было проведено опробование. Пробу отбирали методом шурфования. Шурфы имели размеры в верхней части 1,0х1,0 м и в глубину 1,7-1,8 м.

Цианирование проб показало извлечение золота от 36,67 до 53,76%.

Это объясняется недостатками конструкции оросительной системы кучи и неравномерностью орошения. Однако этот недостаток не уменьшает достоинств первого крупномасштабного опыта бактериального окисления золотосодержащих сульфидных руд месторождения Кокпатас.

Таблица 3
Результаты обезвреживания хвостовой пульпы Маржанбулакской ЗИФ на мобильной установке

Название химических элементов, веществ	Содержание, мг/л	
	До обезвреживания	После обезвреживания
рН среды	11,3	7,6
Кальций	12,0	116,0
Магний	21,9	24,32
Оксид натрия	410,0	320,0
Оксид калия	57,0	188,0
Сульфаты	605,9	668,4
Хлориды	184,0	136,3
Цианиды	30,9	Не обнаружено
Тиоцианаты	50,4	Не обнаружено
Ферроцианиды	17,2	3,0
Медь	6,25	0,11
Цинк	0,39	0,39
Железо	5,2	1,3
Мышьяк	0,5	2,0
Золото	0,2	0,03
Серебро	0,26	0,01

7. Биокolloидная технология обезвреживания цианидов с получением дополнительной продукции из хвостовых пульп золотоизвлекательных предприятий

Разработана технология обезвреживания хвостовой пульпы Марданбулакской золотоизвлекательной фабрики с помощью бактерий *Pseudomonas fluorescens* [10]. Сконструирована мобильная передвижная установка. На этой установке была проведена серия укрупненных испытаний на хвостовых пульпах Марданбулакской ЗИФ.

Полученные результаты (табл.3.) позволили определить основные технологические показатели процесса в условиях полупромышленных испытаний, испытать оборудование входящее в комплект установки, и выдать рекомендации по совершенствованию устройства. Полученные в процессе опытно-промышленных испытаний результаты свидетельствуют о высокой степени готовности разработанной биотехнологии обезвреживания цианидов в хвостовых пульпах золотоизвлекательных фабрик. Представленные данные позволяют рекомендовать технологию биологической очистки цианидсодержащей хвостовой пульпы ЗИФ к промышленному использованию (*Авторское свид. № 1835809, от 13.10.92 г.*). Исследована возможность доизвлечения золота из раствора прудка хвостохранилища. Рассмотрены варианты уменьшения содержания золота в сбросных пульпах с одновременным его доизвлечением. Разработан способ извлечения золота из растворов (*Авторское свид. №-301294 от 02.01. 1989 г.*).

Переработка техногенных отходов в Алмалыкском ГМК

Окисленные забалансовые медные руды

Одной из важных проблем АО Алмалыкский ГМК является переработка отвалов забалансовых медных руд, которые составляют более 140 млн.т., в том числе окисленной 35 %, смешанной 19 %, и сульфидной 46 %. На наш взгляд нужно внимательно изучить комбинированные методы переработки с последующей испытанием процесса.

Проблема переработки окисленных руд является одной из актуальных проблем для Алмалыкского ГМК, который располагает около 50 млн.т. добытой и складированной в 1961-1970 гг. в 9 отвалах с содержанием меди 0,455%, в том числе 10,4 млн.т балансовой - 0,827 % меди. Окисленные руды, по характеру содержания минеральных форм и флотационной способности разделяют на неупорные и упорные. В неупорных рудах медьсодержащие минералы представлены чаще простыми, легко флотируемыми соединениями, к ним относятся в убывающем порядке: малахит, азурит, брошантит, куприт, тенорит, самородная медь, золото и в незначительных количествах сульфиды - халькозин, халькопирит. Минеральный состав упорных руд более сложен и характеризуется, наряду с обычными окисленными минералами, наличием сложного комплекса фосфат-

ных и силикатных соединений меди, таких как хризоколла, псевдомалахит, либетенит, бирюза, элит, медистые галлуазиты, смеси каолинита с хризоколлой, в которых медь находится в связанной форме. Содержание связанной меди в упорных рудах составляет около 30 %. Для упорных руд характерно пропитывание окисленными медными минералами нерудной части или тонкое распределение их в породе, нередко в виде коллоидной и тонкодисперсной фазы, а также аморфных образований малахита. На обогатимость руд, помимо степени окисленности, значительное влияние оказывают вмещающие породы. Неупорные руды, как правило, залегают во вторичных кварцитах (их ограниченное количество) с содержанием окислов кремнезема (SiO_2) более 65 % и глинозема (Al_2O_3) менее 10 %; упорные - в каолинизированных сиенитах, с повышенным содержанием Al_2O_3 и пониженным SiO_2 . Золото в окисленных рудах встречается в виде 3-х генераций: тонкодисперсное в первичных сульфидных, свободное тонковкрапленное в кварце, сериците и др. (размером в десятки микронах); вторичное золото в малахите и вторичных сульфидах.

Обогатимость кальмакырских руд существенно отличается от джезказганских и удоканских, в которых окисленные минералы представлены, в основном, силикатной медью (хризоколла) легкорастворимой в серной кислоте, а вмещающими породами являются песчаники с высоким содержанием SiO_2 .

С конца 80-х гг. специалистами Института «Унипромедь», «СредазНИПРОЦВЕТМЕТ», микробиологии АН РУз и ОАО «Алмалыкский ГМК» изучались процессы сернокислотного выщелачивания окисленных и сульфидных минералов на участке кучного выщелачивания объемом 3,6 млн.т и высотой 20-46 м (отвал № 10). Опыт эксплуатации опытно-промышленного участка показал:

1. При наличии в медно-порфировой руде значительной доли каолина, галлуазита, монтмориллонита (размером до 40 % класса -10 мкм) под воздействием серной кислоты коагулируется рудный штабель и в следствие чего существенно снижается скорость просачивания раствора и интенсивность выщелачивания меди.

2. Из руд такого типа можно эффективно извлекать медь только при тонкослойном (не выше 8 м) складировании отвала.

3. Использовать растворы серной кислоты низкой концентрации.

4. Отсыпку отвала производить представительной пробой руды с промежуточными слоями руды с высокой фильтрующей характеристикой.

На основе проведенных испытаний на опытно-промышленных блоках массой 20-30 м и накопленного опыта исследований технологии сернокислотного выщелачивания Институтом «Унипромедь» разработан регламент для проектирования тонкослойного участка кучного выщелачивания для забалансовой окисленной руды отвала № 10. Имеются предпосылки для промышленного извлечения золота из обезмеженной кучным выщелачиванием руды отвала № 10. В экспериментах с использованием кислых тиомочевинных растворов в присутствии окислителей-ионов Fe (III) получено извлечение золота в раствор 70 % [1].

Технология кучного тиосульфатного выщелачивания меди, золота и серебра из окисленной руды при осаждении металлов из растворов сернистым натрием была испытана в колоннах по 300 кг с последующей переработкой осадка на медеплавильном заводе. Из руды, содержащей меди 0,58 %, золота 1,4 г/т, серебра 3,8 г/т извлечение в раствор соответственно составило: 71,5 %, 68,7 %, 22,4 % [2].

В исследованиях АО «Механобр-инженеринг» проверена флотиремость различных классов крупности классифицированной окисленной руды с отвала Медной обогатительной фабрики (МОФ) и переработка их по различным технологическим схемам. Отмечена низкая флотиремость кальмакырских руд, не превышающая 33 % по меди при относительно высоком извлечении золота - 60-80 %.

Единственным способом переработки упорной окисленной медной руды предлагается метод выщелачивания кислотой с последующим выделением меди из раствора различными агентами. В исследованиях апробирован новый собиратель ФРИМ-3С (на основе гексилевого ксантогената), который позволяет повысить извлечение меди ~ на 10 %, особенно из мелких классов.

По экспертной оценке экономической эффективности переработки окисленных руд различных вариантов переработки руды,

Таблица 4

Сравнительные технико-экономические показатели переработки медной окисленной руды по различным технологиям (в ценах 1992 г.)

Показатели	Ед. изм.	Прямая флотация	Схема Мостовича	Сорбционно-флотационная схема	Гидротермическое сульфидирование	Сегрегационный обжиг	Биотехнология	Экстракционно-флотационная технология	Комб. схема (окисл. и сульф. руды, шлаки)
Тонина помола	% кл. - 0,074 мм	60-65	55-60	80-85	60-62	70-80	65-70	60-65	65-70
Содержание в руде:									
Медь	%	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,8	0,78
Золото	г/т	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,2	1,1
Серебро	г/т	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,8	3,5
Содержание в концентрате меди	%	15	18	16	20	16	20	16	12
Извлечение:									
Меди	%	40	68	72	72	80	56,7	78	45
Золота	%	67	70	70	73	75	76	72	68
Серебра	%	60	65	54	70	70	58	55	50

включая кучное и бактериально-химическое (фирма «Интеррад», Болгария), рекомендуется последний, которым извлекается меди более 50 %.

Рядом авторов для интенсификации процессов выщелачивания меди из окисленных руд месторождения Кальмакыр рекомендовано использовать в качестве добавки к серной кислоте, органический агент - карбамид $(\text{NH}_2)_2\text{CO}$, укладку руды в отвал производить классифицированной рудой крупностью $-300+3 \text{ мм}$. Класс $-3+0 \text{ мм}$ выщелачивать в чанах или перерабатывать в отдельном цикле флотации [3].

Институтом «Механобр» (1992 г.) было выполнено ТЭО переработки труднообогатимых отвальных упорных окисленных медных руд, в котором рассмотрены 8 технологий переработки окисленных руд: гидротермальное сульфидирование, сегрегационный обжиг, экстракционно-флотационная, кучное выщелачивание (биогеотехнология), прямая классическая схема флотации, схема Мостовича, сорбционно-флотационная схема, флотационная при совместной переработке окисленных и сульфидных руд с добавлением шлаков (комбинированная схема).

Анализ проведенных многочисленных исследований ряда институтов («Механобр», «Гинцветмет», «Казмеханобр», «Узнипроцветмет», АО «Механобр-инженеринг» и др.) на протяжении многих лет показывает, что одним из наиболее перспективных методов переработки окисленных руд, особенно упорных, является бактериально-химический метод в условиях кучного выщелачивания. В табл. 4 приведены сравнительные технико-экономические показатели переработки медной окисленной руды по различным технологиям.

Сравнительные технико-экономические показатели переработки медной окисленной руды по различным технологиям (в ценах 1992 г.)

В хвостохранилищах Алмалыкского ГМК накоплено около двух миллиарда тонн отвальных хвостов со средним содержанием полезных компонентов в стометровой пляжной зоне: 0,18-0,2 % меди; 0,0029-0,0033 % молибдена; 0,3-0,4 г/т золота; $1>0-1,8 \text{ г/т}$ серебра. На примере хвостохранилища МОФ в 90-х годах прошлого столетия были разработаны основные принципы подхода к переработке отвальных хвостов обогатительных фабрик.

Как известно, основные потери полезных компонентов при обогащении связаны с крупной фракцией отвальных хвостов ($+0,074 \text{ мм}$), где рудные минералы находятся в сростках с рудными и нерудными минералами. В связи с этим основной задачей оценки отвальных хвостов для повторной их отработки является выяснение закономерностей локализации крупнозернистой (песковой) фракции отвальных хвостов, определение качественной и количественной характеристик, и характера ее залегания в объеме хвостохранилища.

Положительным фактором отвальных хвостов является их измельченное состояние, которое упрощает технологию их переработки с

получением продукции низкой себестоимости. Также характерной особенностью данного вида техногенных руд является их легкодоступность, все руды находятся на поверхности, залегают компактно и соответственно не требуют больших затрат на добычу, т.е. отпадает трудоемкий и дорогостоящий процесс извлечения пород из монолитного массива (проходка буровзрывных скважин, зарядание и взрывание, экскавация породы).

Ряд процессов происходящих при формировании хвостохранилищ приводит к концентрации находящихся в них остаточных содержаний металлов, однако процесс формирования каждого из существующих ныне объектов техногенных руд представляет очень сложную картину и его изучение весьма трудоемко. В 1997 г. геологоразведочной партией Алмалыкского горно-металлургического комбината (Н.Ф. Вологдин) проведены работы по разработке методики оценки и разведки руд, заскладированных в хвостохранилище № 1 медной обогатительной фабрики. Для выявления закономерностей локализации песковой фракции отвальных хвостов и ее качественной характеристики было пробурено 69 скважин (глубиной 20-35 м). Гранулометрический анализ проб бурения показал, что основной объем песковой фракции локализуется в полосе шириной от 60 до 80 м от дамбы. Как по поверхности, так и на глубину четко отмечается прямая корреляционная зависимость содержания меди от содержания фракции $+0,2 \text{ мм}$ и обратная от содержания фракции $-0,074 \text{ мм}$. В массе хвостохранилища визуально наблюдается различная степень окисления техногенных руд. Результаты фазового анализа показывают, что степень окисленности руд по меди на поверхности и по глубине составляет около 26 % (по принятой классификации соответствует смешанному типу руд). При этом на поверхности дамбы эта величина достигает 45 %, а по скважинам в интервале до 10 м - 31 %. Таким образом, в результате воздействия механических факторов образуются отдельные техногенные рудные тела, заключающие в себе основной объем недоизвлеченных рудных минералов. Оруденение в теле песковой фракции равномерное с постепенным затуханием по глубине и к центру пляжа, геологических границ рудные тела не имеют, контуры рудных тел проводятся по бортовому содержанию основного рудного компонента - меди.

Молибден распределяется в различных фракциях довольно равномерно за счет преобладания тонких вкраплений при весьма низком его содержании в рудах, представлен на 6-8 % окисленными соединениями, остальная его часть - это молибденит, частично диспергированный в виде тонких чешуек в рудных минералах, меньшая часть в виде пластинок, свободных от сростков.

Золото и серебро распределено довольно равномерно. Их содержание в отвальных хвостах достигает 0,2-0,8 г/т и 0,8-1,3 г/т соответственно. Золото в основном ассоциировано с сульфидами (к виде

субмикроскопических включений и изоморфией примеси) или находится в виде свободных зерен самородного золота, частично покрытых окислами и гидроокислами и железа. Небольшая часть его заключена в виде микроструктур в нерудных минералах, в окислах и гидроокислах железа, а также входит в состав теллуридов. Серебро представлено тонко диспергированными в кварце и карбонатах соответствующими минералами (самородным серебром, акантитом, пруститом, петцитом, силъванитом) и изоморфной примесью в сульфидах.

В ходе технологических испытаний установлено, что получение кондиционных концентратов из техногенных руд методом перераспределения операций (флотацией) затруднено из-за высокого содержания пирита (до 75 %) и связанных с ним примесей меди, золота и серебра. Неэффективно также флотационное обогащение без доизмельчения. Оптимальная тонина помола должна составлять 76 % класса - 0, 074 мм.

Проведены опытные испытания концентратов, полученных из техногенных руд хвостохранилища методом выщелачивания, получены гидрометаллургические концентраты (кеки), содержащие медь 35-70 %, золото 400-800 г/т, серебро 400-1600 г/т. При этом сквозное среднее извлечение полезных компонентов из вторичных руд составило: меди - 52,5 %, золота - 48,7 %, серебра - 25,0 %.

3. Кучное выщелачивание хвостов МОФ

В 2004-2005 годах в Алмалыкском ГМК проведены опытно-промышленные испытания бактериального выщелачивания меди из хвостов МОФ методом кучного выщелачивания. Масса кучи составила 5400 т, которая состояла из двух слоев: нижнего, массой 2800 т с содержанием меди 0,16 %, и верхнего, массой 2600 т - с содержанием 0,17 % меди. Количество меди составило 7200 кг.

На рис.17 представлена схема цепи аппаратов опытного участка кучного бактериально-химического выщелачивания меди из хвостов флотации МОФ, в соответствии с которой на поверхность кучи насосами подаются растворы для орошения.

Первоначально при смачивании материала и определении влагоемкости кучи подавались растворы технической воды, в стадии 1 - разбавленные растворы серной кислоты, а в стадии 2 - бактериальные растворы, содержащие железо- и сероокисляющие бактерии в количестве 10^6 кл/мл. Растворы из-под кучи поступают в приемную емкость объемом 200 м³.

При закислении материала растворы из приемной емкости перекачиваются в емкость №1 для орошения, куда добавляется серная кислота до величины pH 1,0-1,2.

После того когда значение pH растворов из-под кучи достигает величины pH равной 2,0-2,5, проводится засев кучи бактериальными растворами, полученными в трех отсеках культиватора. При достижении концентрации меди до 0,4 г/л проводится цементация во вращающемся цементаторе объемом 3 м³.

При проведении закисления, операцию считали завершённой, когда величина pH растворов из всех наблюдаемых точек была ниже 3,0, концентрация общего железа с средним составляла около 1,5 г/л, а меди около 150-200 мг/л. При этих показателях стадия закисления была завершена через 38 дней.

За две недели было получено 150 м³ бактериального раствора с содержанием 10^7 кл/мл среды с высокой окислительной активностью. Полученная биомасса ацидофильной ассоциации железо- и сероокисляющих бактерий подавалась на орошение кучи в заданном режиме. В этот период концентрация меди в растворе составляла 250-300 мг/л, что свидетельствовало о низком содержании свободной и связанной меди в исходных хвостах флотации. При достижении концентрации меди в продуктивных растворах до 450-500 мг/л была проведена цементация меди из продуктивных растворов на железном скрапе в смонтированном цементаторе. В результате опытно-промышленных испытаний всего цементацией на железном скрапе в системе цементационных установок, собранной по ходу проведения биовыщелачивания, получено 5080 кг цементной меди, в которой чистой меди содержалось 1803,26 кг. В целом, проведенные опытно-промышленные испытания биовыщелачивания хвостов флотации имеют позитивные стороны. Нужно возобновить работу.

4. Отвалы шлаки медеплавильного производства

В процессе плавки сульфидных медных концентратов получают три вида продукта: штейн, шлак, газы и пыль.

Шлаки - продукт процесса плавки приводящих к расплавлению перерабатываемых материалов. Они образуются в результате окисления оксидов породы и флюсов. Кроме шлакообразующих компонентов, шлаки обязательно содержат некоторое количество извлекаемых металлов. В Алмалыкском ГМК с 2004 года действует промышленная схема переработки шлаков медеплавильного производства в смеси с медной рудой.

Таблица 5

Химический состав медеплавильных шлаков

Химическое вещество	Ед. изм.	Количество
Cu	%	0,6-0,8
Pb	%	0,1
Zn	%	0,8-1,0
S	%	0,7-1,5
Au	г/т	0,3-0,4
Ag	г/т	1,5-2,0
Fe	%	32-37
Mo	%	0,02-0,03
SiO ₂	%	33-39
Re	%	0,00005-0,0004

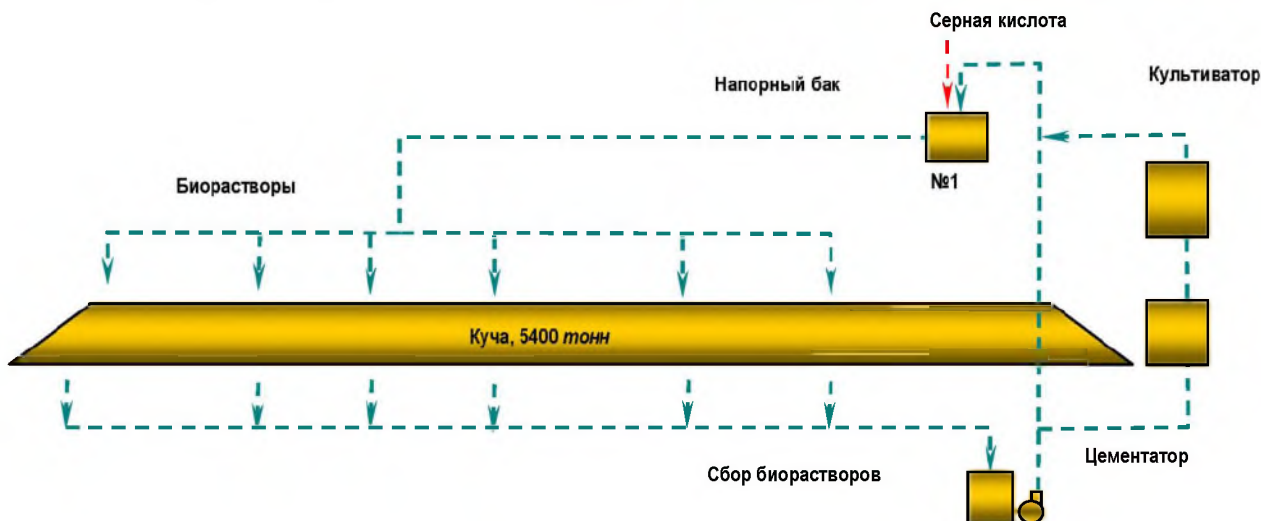


Рис. 18. Схема цепи аппаратов опытно-промышленной установки кучного бактериального выщелачивания меди из отходов МОФ Алмалыкского ГМК

До разработки данной схемы объем шлаков медеплавильного производства Алмалыкского ГМК составлял более 12800 тыс.т. В табл. 5 представлен химический состав шлаков медеплавильного производства.

Из-за относительно небольшого содержания ценных компонентов шлаки являются отвальным продуктом, т.е. отходами металлургического производства. Однако отвальными шлаки можно считать лишь условно - их необходимо отнести к категории техногенных отходов.

В результате многолетних и многочисленных лабораторных исследований и полупромышленных испытаний различных схем и методов переработки медеплавильных шлаков была разработана технология переработки смеси отвальных шлаков с медной рудой на свинцовой обогатительной фабрике (СОФ).

В 2004 г. на СОФ переработано 421,9 тыс.т отвальных шлаков в смеси с медной рудой. Извлечение меди из шихты составило 82,06 %, золота - 62,5 %, серебра - 63,04 %. При сравнении показателей работы СОФ за 2003 г (работа только на руде; и за 2004 г. (работа на смеси) установлено, что, несмотря на снижение объема переработки руды на 836,6 тыс.т, фабрике удалось улучшить показатели по выпуску меди на 2346 т., а также увеличить выпуск золота и серебра. В целом проведенные работы показали, что технология флотационного обогащения шлаков медного производства в смеси с медной рудой является вполне приемлемой, но требует дополнительного усовершенствования.

Дальнейшие лабораторные и полупромышленные испытания показали, что лучшие результаты получаются при отдельной переработке шлаков и руды. Появилась возможность извлечения молибдена из коллективного концентрата, полученного из руды, а также использования хвостов шлаковой флотации, содержащих 35-37 % железа. На основании вышеизложенного руководством комбината было принято решение отдельной переработки шлаков и руды. Начиная с ноября 2004 г., на секции №6 и при необходимости с подключением секции № 5, перерабатываются только шлаки. Таким образом, с ноября 2004 г. по июнь 2005 г. переработано отдельно шлаков 622,2 тыс.т. Переработка шлаков производится по двухстадийной схеме измельчения - основной и конт-рольная флотация. Концентрат основной операции дважды переочищается, шлаки измельчаются до 70-80 % класс -0,074 мм. Извлечение меди из шлаков составило 78,75-79,77 %. Общее извлечение из сырья по СОФ (руда+шлаки) составило 82,5 %, т.е. на 0,44 % больше, чем при совместной переработке. Извлечение золота из шлаков составило 65,18 %, серебра -66,42 %. Общее извлечение из сырья золота - 62,0 %, серебра - 61,6 %. Содержание меди в концентрате, полученном из шлаков-16,5-17,5%, в объединенном концентрате - 15,30-16,45 %. За 5 месяцев 2005 г. при отдельной переработке шлаков выпуск меди составил 11298 т, т.е. на 2000 т больше, чем за 10 месяцев 2003 года, при работе только на руде, кроме того, выпуск золота и серебра соответственно увеличился по сравнению с переработкой чистой руды в 3 раза, с совместной - в 1,29 раза.

В настоящее время ежегодно перерабатывается около 500 тыс.т медеплавильных шлаков, при извлечении меди около 80 %, золота 60 % и серебра - 60 %.

5. Переработка отвального клинкера цинкового производства

Одним из отвальных продуктов цинкового производства в Алмалыкском ГМК является отвальный клинкер.

Свинцовые кеки являются промпродуктом для производства свинца и направляются в свинцовое производство. Клинкер медный складывается в отвалах. Вследствие того, что медь и благородные металлы при вельцевании кека остаются в клинкере, его необходимо перерабатывать.

До настоящего времени рациональной схемы переработки клинкера не существовало. Плавить в отражательных печах медной плавки без предварительной подготовки его нельзя из-за высокого содержания углерода. Основным способом переработки клинкера (до 1990 г.) была шахтная плавка совместно с другим медьсодержащим сырьем. Внедренная на некоторых заводах России и стран СНГ эта технология не отвечала современным экологическим требованиям и не обладала экономической эффективностью.

Разработан способ переработки медного клинкера методом отражательной плавки (Патент РУЗ №1АР 02589 от 20.01 2003), существенно отличающийся от имеющихся аналогов.

Способ основан на шихтовке медных концентратов с мелкодисперсным кварцевым флюсом, медьсодержащим клинкером цинкового производства и оборотными материалами, отличающийся тем, что в качестве мелкодисперсного кварцевого флюса используют шлам отмытки кварцевой руды, которым предварительно смешивают с медьсодержащим клинкером цинкового производства, и полученную массу смешивают с медным концентратом и оборотными материалами.

Переработка отходов непрофильного производства

1. Переработка изношенных автомобильных шин

Изношенные автомобильные шины в горном производстве составляют относительно небольшую долю твердых отходов, однако в численном выражении на таких крупных предприятиях как Навоийский

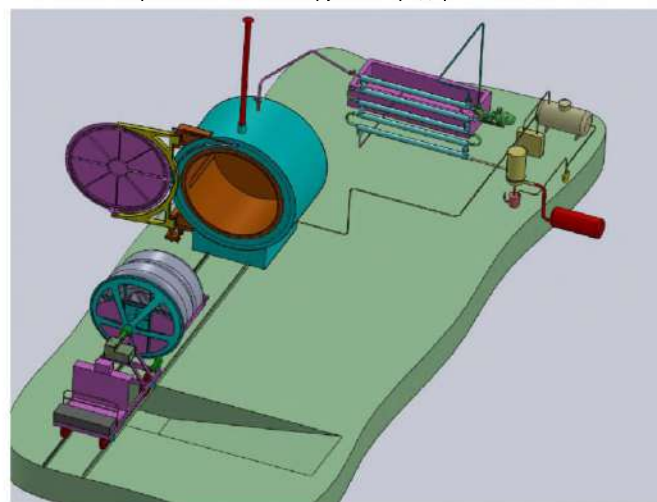


Рис.19. Модель загрузки изношенных шин в пиролизную камеру



Рис.20. Опытно-промышленная установка по переработке изношенных шин

Таблица 6

Техногенные отходы цинкового производства

Название	т	Содержание					
		%					г/т
		Zn	Cd	Pb	Cu	Au	Ag
Клинкер медный	532730	1,94	-	0,32	1,4	2,36	181,5
Свинцовый кек	39533	9,5	0,15	41,3	0,26	0,78	215,2

и Алмалыкский ГМК с годами их может накопиться значительное количество. В Навоийском ГМК только на руднике Мурунтау накопилось более 20 тыс. тонн изношенных автомобильных шин, в основном шин большегрузных автосамосвалов. Поэтому утилизация шин в данных комбинатах не такая уж и маловажная задача. Утилизация шин позволит решить вопросы их хранения и может дать возможность получения некоторых ценных продуктов.

Вплотную вопросом утилизации изношенных шин в Навоийском ГМК стали заниматься в 2014 году. При этом сразу было принято решение, что следует отходить от широко применяемого в настоящее время принципа уничтожения отходов ради их уничтожения. После многочисленных рассмотрений было принято решение, что наиболее рациональным для широкого промышленного внедрения способом в современных условиях является переработка изношенных шин путем температурной деструкции без доступа воздуха - пиролиз как наиболее экономичный, экологически и экономически эффективный способ.

В 2015 году в Навоийском ГМК на руднике Мурунтау была введена в эксплуатацию опытно промышленная установка по переработке изношенных шин методом пиролиза. Изношенная шина целиком подается в пиролизную камеру (рис.19,20). Крышка пиролизной каме-

ры Навоийском ГМК уже много десятилетий существует так называемое непрофильное производство, которое раньше называлось более точно – подсобное хозяйство. Подсобное хозяйство комбината в разные годы выполняло такую немаловажную задачу, как социальная защита питания работников комбината. В настоящее это хозяйство носит название агрофирма «Дустлик», в состав фирмы входят птицефабрика на 30 тыс. птиц и ферма крупного рогатого скота на 1000 голов. Ежегодно на птицефабрике производилось более 1260 т птичьего помета, на ферме крупного рогатого скота более 3500 т навоза. Утилизация этих отходов создавало множество проблем.

В 2013-2014 годах на базе этих ферм были построены две биогазовые установки по утилизации отходов этих ферм (рис.21).

В результате была решена главная задача - утилизация отходов птицефабрики и фермы крупного рогатого скота. Продуктами биоустановок являются два «ликвидных» продукта – биогаз и твердые отходы. Получаемый биогаз, используется для переработки молока, отопления животноводческих помещений фермы, птицефабрики, имеющих теплиц, суши и консервирования сельскохозяйственной продукции. Твердые отходы установок используются как удобрения для выращивания овощей и фруктов.

Выводы

Рост потребления минерального сырья, увеличение производственных мощностей в сочетании с экологической обстановкой ведут к обострению проблемы переработки образовавшихся отходов горно-металлургического производства. Наиболее наглядно эта проблема проявляется в регионах, где на базе крупных месторождений возникли такие социально-промышленные комплексы, как Навоийский и Алмалыкский ГМК.

Разработка научно-технических основ переработки отходов горно-металлургического производства является в настоящее время актуальной проблемой, имеющая важное народнохозяйственное и экологическое значение.

Таким образом, основываясь на вышеприведенных обстоятельствах можно сделать следующие ключевые выводы относительно возрастающей роли в изменении методов добычи и производства металлов с учетом экологических и государственных факторов, а именно:

1. Одной из ключевых проблем, стоящей перед современным миром, при постоянно растущем населении, является истощение ресурсов полезных ископаемых, снижение эффективности эксплуатируемых месторождений и как следствие загрязнение окружающей среды.

2. В то же время, значительные количества твердых отходов горной промышленности с потенциальной экономической ценностью продолжают накапливаться на поверхности земли. Если эти отходы можно будет повторно и эффективно использовать, то это приведет к сокращению эксплуатации конвенциональных месторождений, к утилизации отходов, которые в противном случае занимали бы территории и создавали экологические проблемы.

Таблица 7

Результаты работы установки в 2016 году

№	Объем переработки (вес изношенных шин)	Наименование продукта	Ед. изм.	Количество
1	378 т	Жидкое топливо (выход топлива зависит от срока хранения шин)	тыс.л	83,16
2		Металлокорд	т	49,14
3		Технический углерод	т	207,9
4		Газ (используется вторично)	тыс.м ³	37,8

ры закрывается электроприводом. В результате пиролиза образуется четыре продукта: горючие газы, жидкое топливо, технический углерод и металлическая проволока, служившая для усиления каркаса шины.

2. Установки по производству биогаза в Навоийском ГМК

В настоящее время в большинстве развитых стран все чаще используется переработка органических отходов в специальных установках для производства биогаза. Получаемый биогаз является хорошим топливом, которое можно использовать для различных целей. Биогаз-это газообразная часть продуктов анаэробного разложения органических веществ, являющаяся результатом жизнедеятельности симбиоза множества видов бактерий.



Биогазовая установка МТФ на 600 м³/сутки.



Биогазовая установка птицефермы на 200 м³/сутки.

Рис.21. Биогазовые установки агрофирмы «Дустлик» НГМК мощностью 291 тыс. м³/год, введенные в эксплуатацию с 2014 года

3. Материалы, представленные в этой работе указывают на то, что только в двух, крупнейших в Узбекистане, горно-металлургических предприятиях, Навоийском и Алмалыкском ГМК находится более 7 млрд.т отходов горного производства. Количество твердых отходов добычи и переработки руд намного превосходит количество производимого продукта.

При получении 1 т меди получают более 100 т отходов, а для получения 1 кг. золота получают 1000 т отходов. Поэтому нет сомнений в том, что наиболее важными факторами, определяющие состояние горно-металлургической промышленности являются истощение запасов кондиционных руд и ухудшение окружающей среды. Следовательно, существует вынужденная необходимость снижения доли переработки кондиционных руд, и увеличения доли переработки ранее накопленных техногенных отходов.

4. Переработка техногенных отходов не должна ограничиваться выпуском профитных продуктов, следует рассматривать и варианты их использования для строительства дорог, в производстве строительных материалов, в химической промышленности, в качестве удобрений

для сельского хозяйства, для производства газообразного и жидкого топлива и т.д. Для увеличения доли переработки техногенных отходов необходимо разрабатывать новые энергоэкономичные технологии с высоким извлечением ценных компонентов, с рациональной полнотой извлечения сопутствующих элементов в экономически оправданных пределах, с утилизацией уже новых отходов обогащения и металлургических переделов без нанесения экологического урона окружающей среде.

5. Предлагается поэтапная концепция использования техногенных отходов. На первом этапе существующие техногенные отходы рассматриваются как ресурсы и подлежат полной переработке с получением минимального количества новых отходов. На втором этапе ставится задача разработки малоотходных технологий.

6. Только благодаря такому концептуальному подходу, на наш взгляд, можно обеспечить бесперебойную поставку сырья и продуктов, имеющие решающее значение для мировой экономики и обеспечивающие устойчивую и экономически жизнеспособную деятельность человека на экологически чистой основе.

Библиографический список:

1. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. «Фан» АН РУз. 2009 г. 404 с.
2. Санакулов К.С. К вопросу обоснования и разработки технологии переработки отходов горно-металлургических производств, Горный вестник Узбекистана. №1, 2009 г. С. 27-39.
3. Л.Д. Шеевеева, Д.А. Пирмагоматов Уроки испытаний кучного выщелачивания меди. Горный журнал №4, 1999.С. 19-24.
4. Г.А. Лукомская, В.М. Пилецкий Извлечение меди, золота и серебра из отвальных продуктов методом кучного тиосульфатного выщелачивания. Горный журнал №4, 1999.С. 15-18.
5. В.А. Чантурия и др. Влияние гранулометрического состава и реагентного режима на процессы кучного выщелачивания окисленных медных руд. Горный журнал №3, 2002. С. 10-12.
6. Новые решения в технике и технологии добычи и переработки медно-молибденовых руд. Сборник докладов под общей редакцией И.Ш. Саттаева, Эрдэнэт, 2002. С. 15-16.
7. Санакулов К.С., Халматов М.М., Варавин А.А., Ким К.Ф., Борминский С.И., Хегай Т.Б., Рахматуллаева З.Э., Сагдиева М.Г. Проблемы утилизации хвостов флотации медно-обогатительной фабрики АГМК биотехнологическими методами. Журнал «Горный вестник Узбекистана» №4, 2003. С. 49-53
8. Борминский С.И., Мавжудова А.М., Сагдиева М.Г. Биовыщелачивание меди из некондиционных забалансовых сульфидных и окисленных руд Алмалыкского ГМК. Сборник тезисов Всероссийского симпозиума «Биотехнология микробов», Москва, 20-23 октября 2004. С. 19-21.
9. Sagdieva M.G., Borminskiy S.I., Mavjudova A.M., Rakhmatullaeva S.E. Development of Biotechnology on technogenic dumps re-processing in Almalyk Mining and Metallurgical Company. Third Moscow International Congress "Biotechnology: State of the Art and Prospects of Development", Moscow, Russia, 2005, March, Part 2. pp. 14-18.
10. Патент № UA 545 Украины. Патент на корисну модель. Бронефутерівка барабанного млина// Санакулов К.С., Гапонов Г.А., Калининченко В.Е. и др. 15.09.2000.
11. Патент № IAP 02589.Узбекистана. Способ шихтовки медных концентратов для отражательной плавки// Гурин В.Д., Дудник А.Л., Санакулов К.С.и др. 13.12.04. UZ.
12. Патент № IAP 02588. Узбекистана. Способ шихтовки медных концентратов для автогенной плавки// Гурин В.Д., Санакулов К.С. Когай И.С. и др. 07.01.05. UZ
13. Патент № IAP 02566. Узбекистана. Устройство для азрирования пульпы во флотационной машине// Санакулов К.С., Акдасов А.К., Сеитов Д.А. и др. 07.01.05. UZ.
14. Патент № IAP 02800. Узбекистана. Способ переработки хвостов медно-обогатительных фабрик// Сагдиева М.Г., Борминский С.И., Санакулов К.С. и др. 16.06.05. UZ.
15. Патент № IAP 03697. Узбекистана. Способ получения черных металлов и меди из отходов металлургического и обогатительного производств/ Гончаров С.И., Санакулов К.С., Халматов М.М. и др. 19.05.08. UZ.
16. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 01737 от 14.04.2009 г. «Основные параметры извлечения меди» / Санакулов К.С., Шеметов П.А., UZ.
17. Свидетельство об официальной регистрации программы для ЭВМ № DGU 01738 от 14.04.2009 г. «Параметры извлечения меди из клинкера цинкового производства» / Санакулов К.С., Шеметов П.А., UZ.
18. Патент № IAP 03935. Узбекистана. Способ переработки медьсодержащего клинкера цинкового производства/ Эрназаров М.Т. Абдуллаев У.М, Санакулов К.С., Халматов М.М. и др. 30.04.09. UZ.

ИЗУЧЕНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА И РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ ПРОБ РУД МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТЕБИНБУЛАК



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



Ражаббоев И.М.,
старший преподаватель
кафедры «Металлургия»
НГГИ



Вохидов Б.Р.,
старший преподаватель
кафедры «Металлургия»
НГГИ



Арипов А.Р.,
старший преподаватель
кафедры «Металлургия»
НГГИ

Мақолада Тебинбулоқ темир кони рудалари таркибини ўрганиш учу нолиб борилган тажрибалар натижалари, шунингдек, мазкур кон рудаларини қайта ишлаш технологиясини ишлаб чиқиш бўйича маълумотла рберилган. Титан магнетит рудаларини қайта ишлаш усуллари, жумладан FINEX технологияси ҳақида сўзборати. Ундан ташқари турли шароитларда рудада нтемирни бевосита ажратиб олиш учун ишлатиладиган домна печи жараёнларисиз ишлайдиган COREX, MIDREX, ROMELТ ва бошқа технологиялар ҳам келтирилган. Технологик тажрибалар шуну курсатадики, Тебинбулоқ темирконидан темир бойитмаларини Кочканар кони рудаларини бойитиш схемаси бўйича олишимкони мавжуд. Асосий бойитиш усуллари сифатида гравитация ва кучли металланган окатиш ажралиб чиқадиган флотация усуллари келтирилган.

Таянч иборалар: магнетит, титан магнетит рудалари, Тебинбулоқ кони, бойитма, флотация, гравитация, гравиконцентрат, агломерат, эритиш-тиклаш жараёнлари.

The article presents the results of work on the study of the material composition of the ores of the Tebinbulak deposit, as well as provides information on the development of a technology for processing ore samples of the present deposit. Methods for processing titanomagnetite ores in different conditions are given and the existing technologies for processing iron-bearing ores such as FINEX are analyzed. In addition to the described FINEX process, there are a number of other technologies for direct extraction of iron by a non-domain method, including COREX, MIDREX, ROMELT, etc. Technological tests have shown that it is possible in principle to obtain industrial iron-ore concentrates from Tebinbulak ores according to the enrichment scheme adopted for Kachkanar ore. The main uses of enrichment are gravity, and flotation, followed by obtaining deep-metallised pellets.

Key words: magnetite, titanium magnetite ores, concentrate, flotation, gravity, gravioconcentrate, agglomerate, smelting-reduction processes.

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



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



Узбекистан располагает значительными запасами титаномагнетитовых руд в месторождении Тебинбулак в Каракалпакстане. Ресурсы оцениваются в 3,5 млрд т.

В зависимости от состава и применения полезных ископаемых в отраслях горно-металлургической промышленности минеральное сырьё делится условно на сырьё содержащее цветные, черные, редкие, благородные металлы и сырьё для строительных материалов. Насчитывается несколько сотен месторождений и рудоуправлений железа различных генетических типов и формаций, а также множество магнитных аномалий-возможных индикаторов железных руд. Из черных металлов в Республике обнаружены железо, марганец и хром. Госкомгеология Узбекистана долгие годы проводила исследовательские работы на Темирканском (Джизакская область), Сюрентинском (Ташкентская область) и Тебинбулакском месторождениях в Караузякском районе Республики Каракалпакстан. Запасы руды составляют на месторождении Темиркан 68,9 млн т со средним содержанием железа – 33,1 %, степень металлизации – 70 %, Сюрентата – 15,3 млн т запасы со средним содержанием железа – 34,3 % и степень металлизации – 75 % и Тебинбулак – 4,3 млрд т запасов, 16,9% железа, степень металлизации составляет 90 %. В свое время титан-магнетитовые и железосодержащие руды Узбекистана с 70-х годов прошлого столетия изучали институт металлургии (г. Екатеринбург, Россия), институт НИИМР Госкомгеологии Республики Узбекистан, «Уралмеханобр» (Россия), фирма «Сведала Пампс энд Процесс» (г. Сала, Швеция), институт ядерной физики АНРУз, ГАО «Кызылжумцемент» и Каракалпакское отделение АН РУз под научным руководством проф. Н.К. Акимбетова.

Содержание железа в безрудных интервалах – менее 10 % (в среднем 7,55 %). Технологические свойства титаномагнетитовых руд Тебинбулакского месторождения в разные годы изучались институтами «САИГИМС», «Уралмеханобр», Имет УРО РАИ (12).

Исследованиями, проведенными в 1970-71 гг. в «САИГИМСе» (проба 1) и «Уралмеханобре» (проба 2), была установлена возможность обогащения тебинбулакских руд по схемам переработки руд, применяемых на Качканарском ГОКе. При этом из руды, содержащей 1-6,64 % и 20,09 % железа, получены железованадиевые концентраты с содержанием железа – 63,5 %, двуокиси титана 4,50 % и 4,64 %, пятиоксида ванадия 0,60 % и 0,63 %.

В 1982-1983гг. в Институте металлургии УНЦ и «Уралмеханобре» разработана схема обогащения тебинбулакских руд, обеспечивающая получение из руды с исходным содержанием железа 15,53 % концентрата с содержанием железа 65,5 %, пятиоксида ванадия 0,63 %, двуокиси титана 3,02 %.

Получение металлизированных окатышей из тебинбулакского концентрата осуществлялось Институтом металлургии УНЦ АН на лабораторной установке колосникового типа с организацией регулируемой атмосферы. Из полученной опытной партии окатышей (170 кг) со степенью металлизации 70 % в результате последующих электроплавков получена легированная сталь с содержанием ванадия 0,08-0,09 % и ванадиевый чугуи с содержанием ванадия 0,40-0,43 %.

По результатам исследования Институтом металлургии разработана схема внедомного передела титаномагнетитовых концентратов Тебинбулакского месторождения, включающая окомкование концентрата с получением рудоугольных окатышей, металлизацию окатышей на

копосниковой установке в регулируемой атмосфере и последующую плавку в электропечах. Данная технология металллизации концентрата применима на установках небольшой производительности.

В 1994 году в Институте металлургии (ИМет) УРО РАН проведены исследования титаномагнетитовой руды (проба 6 весом 5 т отобрана из опытного карьера глубиной 4-6 м) с целью получения кондиционного концентрата и отработки в полужавоцких условиях схемы металлургического передела тебинбулакских титаномагнетитовых концентратов с получением опытной партии металлизованных окатышей и легированной ванадием стали

Все перечисленные научно-исследовательские институты и организации доказали и экономическую целесообразность освоения месторождения Тебинбулак. При перспективной разработке всего месторождения и переработке в год 20-22 млн. т руд указанных запасов хватит минимум на 200 лет непрерывной работы производства.

Кроме этого Тебинбулакское месторождение расположено в благоприятных экономических условиях; месторождение Тебинбулак находится в 3 км западнее железной дороги Ташкент – Нукус – Казахстан (далее в Европу), в 5 км западнее месторождения пролегает автомагистраль Е-40 Ташкент – Нукус (далее в Европу через Казахстан), в 4,5 км западнее находится высоковольтная ЛЭП и водовод из Туямуянского водохранилища. В 7 км западнее от месторождения проходит газопровод высокого давления Газли – Нукус. В 12 км к западу, на правом берегу реки Амударья располагается посёлок Каратау с действующими карьерами и заводами по производству щебня. Трудовыми ресурсами район будет обеспечен за счет населения городов Нукус (75 км), г. Беруни (60 км), Мангит и посёлок Каратау. Это еще одно преимущество, которое заключается в создании сотен рабочих мест в районе. С географическо-экономической точки зрения местонахождение очень удобно и вышеперечисленные преимущества свидетельствуют о перспективности дальнейших разработок по организации на базе Тебинбулакского месторождения титан-магнетитовых руд Республики Каракалпакстан горно-рудного предприятия по выпуску металлизованных окатышей, попутному извлечению ванадия, титана, марганца, магния и широкого ассортимента строительных материалов.

Многие исследователи и научные сотрудники НИИМР, «Уралмеханобр» и «Сведала Пампс энд Процесс» подтверждает, что руда Тебинбулака является легкообогатимой, и может быть обогащена путем магнитной сепарации низкой интенсивности. Очень хорошо руда обогащается в связи с её высокой металллизацией (степень металллизации – 90%). При этом можно получить железный концентрат с содержанием железа 65-68% с извлечением до 72%. Содержание в руде V_2O_5 – 0,04-0,25%, в среднем 0,15%, содержание TiO_2 – 1,2 – 2,8%, марганец содержится 0,25- 0,33%.

Предварительные расчеты о наличии ресурсов тугоплавких редких металлов, которые проводило Каракалпакское отделение АН РУз, показывают состав: ванадия в виде V_2O_5 – 5 млн. т, титана в виде TiO_2 – 32,3 млн. т, марганца в виде MnO_2 – 2,8 млн. т.

После обогащения руды двухстадийной магнитной сепарацией полученный концентрат необходимо окомковать и получить с помощью угля и бентонита металлизованные окатыши (сушка и обжиг). Полученный полупродукт можно плавить в известной технологии.

Если учесть, что более 60-62% ванадия переходит в железный концентрат во время обогащения при мокрой магнитной сепарации, этот редкий тугоплавкий металл также переходит во время плавки в чугуна (80-85% ванадия). Извлечение ванадия из чугуна слагается из следующих известных стадий:

-получение обогащенного ванадием шлака в процессе передела чугуна в сталь;

-переработка ванадиевого шлака с получением оксида ванадия;

Ванадий и другие примеси, находящиеся в чугуна (кремний, марганец, фосфор) в составе оксидов переходит в шлак. В случае переработки Тебинбулакского месторождения ванадий в шлаках содержится в основном составе соединений типа минерала шпинели. Ванадиевые шлаки представляют собой ванадиевые концентраты, относительно легко перерабатываемые на оксид ванадия и ванадат кальция. (На переделе переплавки чугуна на сталь ванадиевые шлаки получают попутно.) Из-за комплексности переработки Тебинбулакская руда считается рентабельной.

Титаномагнетиты - это разновидность рудного сырья сложного состава, имеющие в своем составе оксиды железа, двуокись титана и пентаоксид ванадия.

Технология переработки титаномагнетитовых руд отличается от технологии переработки железных руд тем, что процессе переработки необходимо отделить оксиды ванадия и титана от оксида железа.

Титаномагнетиты Тебинбулакского месторождения по составу и свойствам близки к рудам Качканарского ГОКа (Россия). Железные руды Качканарского месторождения имеют содержание железа общее до 17 %, пентаоксидного ванадия до 0,13 %, двуоксид титана 1,2-1,3 %. Качканарский ГОК производит концентрат железо-ванадиевый и агломерат высокоосновной, который является сырьем для производства ванадиевого чугуна, выплавляемого в доменных печах. Пространственная неоднородность, вкрапленности предопределяет необходимость изменения сухой магнитной сепарации, а её средний размер необходимости измельчения до 90 % классификации -0,074 мм.

Технологические схемы мокрого магнитного обогащения руд отличаются большим разнообразием. Одностадийные схемы обогащения изменяют для легкообогатимых руд. Двухстадийные схемы мокрого магнитного обогащения изменяют, например, на Абагурской обогатительной фабрике путь обогащения железных продуктов промпродуктов. Для переработки мелких тонковкрапленных руд Качканарского ГОКа внедрены трехстадийные схемы измельчения с четырьмя стадиями мокрой магнитной сепарации. Повышение стадийности обогащения обеспечивает рост содержания железа в концентрате. В получаемых концентратах содержание железа составляет 62-63 %, основность 0,5 % кремниевый модуль 14 %.

Технология переработки титаномагнетитового агломерата включает получение ванадиевого чугуна в доменных печах. Далее ванадиевый чугун в жидком состоянии передают в конвертерный цех.

В конвертерных печах при интенсивном дутье с большим количеством кислорода производится окислительная плавка с добавлением флюсующих материалов и отделение ванадия от чугуна переводом в шлак.

Полученные ванадиевые шлаки дробятся и измельчаются, а затем подвергаются окислительному обжигу с карбонатом натрия (содой). При переработке высокоизветковых шлаков обжиг с содой дает более высокое извлечение ванадия, чем обжиг с поваренной солью. В окислительной атмосфере в результате вскрытия ванадиевой шпинели содой, образуется ванадат натрия ($NaVO_3$). Обжиг проводится при температуре не более 760-800 °С. Затем проводится выщелачивание водой при $t = 60-70$ °С, также можно выщелачивать 3 % ым раствором H_2SO_4 . При этом до 95 % ванадия переходит в раствор. Затем ванадий осаждается известковым молоком при температуре 90 °С.

Очищенный от ванадия чугун, является предельным чугуном и перерабатывается в другом конвертере с получение стали.

Шлак, содержащий 18-24% V_2O_5 стадию гидрометаллургической переработки с получение 87-90% V_2O_5 для дальнейшего производства феррованадия.

Получение железа - первого продукта в цепи производства стали, специальных сплавов и различных изделий из стали - до недавнего, времени осуществлялось с помощью доменных процессов, чрезвычайно капиталоемкого, экологически опасного и требующих значительных количества исходных компонентов (окускование порошкообразную железную руду, коксов и флюсов).

В настоящее время создана новая технология получения железа, основанное на процессе, так называемого, «прямого восстановления», позволяющее получать железо высокого качества в компактных установках с помощью природного газа. Первая установка, пущенная в Монтерее, по замыслу её создателей должна была восполнить создавшееся к тому времени в Мексики дефицит металлолома.

Одним из современных инновационных технологий прямого получения железа из рудной мелочи является процесс FINEX.

Коротко о технологии процесса FINEX.

В апреле 2008 года, после многих лет сотрудничества с корейским производителем стали Posco компания SiemensVAJ ввела в

эксплуатацию первый промышленный агрегат FINEX, на заводе в Пхохан (Корея). Плавно-восстановительный процесс FINEX получает чугун в одноэтапном цикле путем прямой загрузки в печь рудной мелочи и некоксуемого угля, что особенно привлекательно в данной технологии, как и в процессе COREX, поскольку позволяет полностью исключить этапы производства кокса и агломерата, присутствующие в традиционные цепочки.

Вместо них используется недорогой энергетически уголь и рудная мелочь широко доступным на мировом рынке (около 80% мировых запасов железа). При применении технологии FINEX выбросы таких загрязняющих веществ как пыль, оксиды азота, сокращаются в среднем на 90% по сравнению с обычным доменным методом производства. Одновременно она позволяет снизить эксплуатационные затраты на тонну чугуна максимум на 15%.

В процессе FINEX дробленая железная руда, загружается в ряд реакторов с псевдосжиженным слоем, подается в направлении вниз, где она нагревается и доводится для прямого восстановления железа по средству восстановительного газа, полученного от газификации угля.

Мелкие частицы железа затем подвергаются горячему просеиванию до состояния горячепрессованного железа, затем перемешиваются в питательный бункер, помещенный выше плавильной установки для газификации и затем самотеком загружаются в плавильную установку для газификации где происходит плавка руды (концентрата) получаемый продукт, жидкий чугун, по качеству к чугуну, производимому на заводе или в доменной печи. Избыточный газ процесса может применяться для разнообразного промышленного использования.

Указательные характеристики процесса FINEX и его способности использовать дешевое сырьё означает что, капиталовложения и издержки производства намного ниже чем в схеме с доменной печью. Завод FINEX производительностью 1,5 млн.т в год может выпускать жидкий чугун более рентабельно чем современная доменная печь производительностью 3 млн.т в год. При сравнении кислородной и электрической установок, капитальные затраты и эксплуатационные расходы завода FINEX приблизительно на 20 и 15 % ниже, соответственно, чем в схеме с доменной печью.

Кроме описанного процесса FINEX, существует ряд других технологий прямого извлечения железа бездоменным способом, в том числе COREX, MIDREX, POMELT и др.

Технологические испытания титаномагнетитовых руд Тебинбулакского месторождения проводят в институтах ГП ИМР, УРАЛМЕХАНОБР, ИМЕТ. УНЦАНСИР (институт металлургии уральского научного центра).

Технологические испытания показали принципиальную возможность получения из Тебинбулакских рудпромышленных железнорудных концентратов по схеме обогащения, принятые для руд месторождения Качканар. Основными способами обогащения являются гравитация, и флотация с последующим получением глубокометаллизированным окатышем.

На основании выполненных исследований можно сделать следующие выводы:

- проведены исследования обогатимости технологической пробы титаномагнетитовой руды. Данная проба включает в себя промышленные руды отобранные в западной рудной зоне изшурда №1;
- главным рудным минералом и полезным компонентом в пробе являются магнетит с сростками ильменита, содержание магнетита в пробе руды - 13%, ильменита-3,0%; вмещающие породы, представлены в основном пироксеном (53,0%) и роговой обманкой (22%);
- из благородных металлов в пробе в небольшом количестве (3%) присутствует серебро;
- основная масса магнетита находится в сростках с пироксеном и роговой обманкой. Преобладающая вкрапленность магнетита от 0,08-0,2 мм;
- среднее содержание железа общего в пробе -16,64%, двуоксида титана -2,0%;

- обогащения её проводилось методом магнитной сепарации на барабанном сепараторе 120 СЭ в диапазоне напряженностей магнитного поля $H=750\div 1100$ Э.

В результате испытаний разработана принципиальная технологическая схема обогащения, включающая в себя основную магнитную сепарацию материала крупностью 3,0 мм, стадийное измельчение до крупности 0,5 мм (первая стадия) и 0,074 мм (вторая стадия) и стадийную магнитную сепарацию с однократной перечиской магнитной фракции.

По рекомендуемой схеме из руды получим концентрат, содержащий 63,81 % железа, при извлечении 60,02 % от руды.

Полученный в результате обогащения титаномагнетитовый концентрат по содержанию вредных примесей соответствует кондициям для получения из него высококачественной стали в мартеновских печах. Кроме того, модуль основности концентрата обогащения увеличился с $m_1=0,585$ до $m_2=0,74$; что предопределяет высокоэкономичный ход процесса плавки металла в доменных печах при производстве чугуна.

В 1994 году институтом металлургии Уральского научного центра из руды, с содержанием общего железа 18,5 %, полученный концентрат с содержанием железа 65,9 %, ванадия - 0,62 % и титана 3,06 %.

Извлечение железа в концентрат- 65,1 %, содержание железа в хвостах- 7,90 % в том числе магнетитового 0,36 %

ИМЕТ УНУ разработана схема внедоменного передела, включающая производство глубоко металлизированного ванадия содержащего окатышей и плавку их в электропечах с получением легированной ванадиевой стали или получение ванадиевого чугуна с последующим получением ванадиевого шлака и качественной стали.

Нами изучена технологическая проба руд отобранные из месторождения Тебинбулак.

По данным химического анализа в средней пробе определено в % - ах: SiO_2 -33,37; Fe_2O_3 -20,01 %; FeO-10,8 %; TiO_2 -2,29 %; MnO_2 -0,28 %; Al_2O_3 -5,55 %; CaO -14,5 %; MgO - 11,44 %; K_2O - 0,25; Na_2O -0,53 %; S- 0,03; CO_2 -0,22 %; P_2O_5 - 0,12 %; H_2O -0,28 %.Золото на одну тонну 0,1 г., серебра 1,1 г.



Рис.1. Схема переработки проб руды

Основными промышленно ценными компонентами руды являются железо, титан и ванадий.

Измельчение руды осуществлялось в лабораторной шаровой мельнице 40МЛ при соотношении твердая/жидкая шары равным соответственно к 1:0,75:8.

Гравитационное обогащение руды проводилось на лабораторном концентрационном столе марки 30КС и магнитная сепарация.

Гравитационное обогащение руды учитывая наличие благородных металлов, а также титана и ванадия в схеме обогащения включили концентрацию на столе, с целью выделения титана и ванадия в их отдельные продукты, полученный гравиконцентрат подвергался перерешке на концентрационном столе (рис 1). В опытах варьировалась крупность материала, обогащаемого на концентрационном столе -1+0 мм с целью получения возможного максимального извлечения золота, серебра, титана, ванадия и железа.

Режим работы стола: частота качаний 110 об./мин, величина хода деки стола 8-11 мм, поперечный наклон деки 7°, расход смывной воды 4,65 л/мин.

Полученный гравиконцентрат подвергался перерешке на магнитном сепараторе ЭВМ 63-7. При этом получили магнитную фракцию - 1, выход которой составил 6,5 % от руды, содержащей в среднем 61-63 % железа,

а также концентрат -2, с выходом 6,85 %, содержащий 59,2 % железа.

Кроме этого полученный промпродукт, с выходом 2 % содержащий 49,3 % железа.

Тяжелая фракция содержит в процентах: SiO₂-4,26; Fe₂O₃- 55,7; FeO-27,4; TiO₂-6,0; P₂O₅ -0,21 ;Au- 0,3 г/т, Ag- 1,7 г/т.

Магнитная фракция-1 железный концентрат, содержащий в процентах: SiO₂-5,65; Fe₂O₃-58,93; FeO-28,08; TiO₂-9,29; MnO- 0,26; Al₂O₃-1,93; CaO -0,84; K₂O-0,05, Na₂O -0,13; P₂O₅ -0,26.

Концентрат -2 содержит в процентах: SiO₂-9,18; Fe₂O₃-50,7; FeO-29,16; TiO₂-3,71; MnO₂-0,27; Al₂O₃-3,0; CaO -1,96; MgO -0,4; K₂O - 0,09; Na₂O- 0,24; P₂O₅ - 0,28.

Хвосты содержат в процентах:

SiO₂ - 46,4; Fe₂O₃- 6,3; FeO - 5,98; TiO₂ - 1,4; MnO₂- 0,19; Al₂O₃ - 6,2; CaO- 17,92; MgO - 11; K₂O - 0,3; Na₂O- 0,86; S- 1,94; P₂O₅ - 0,21; H₂O - 0,3.

Проведенные исследования узбекских и российских ученых, а также комплекс геологоразведочных и исследовательских работ ставят Тебинбулакское месторождение в разряд перспективных для организации на его базе горнопромышленного предприятия по безотходной технологии получения железа, ванадия, титана, марганца и различных строительных материалов.

Библиографический список:

1. Абрамов АА "Переработка, обогащение, и комплексное использование полезных ископаемых". том 2. Технология обогащения полезных ископаемых. Москва, 2004. -510 с.
2. В.Н.Шохин, А.Г.Лопатин. Гравитационные методы обогащения. 2-е издание. переработанное и дополненное. М. Недра-1993 г. 425 с.
3. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. Том 2. Технологии обогащения полезных ископаемых. М. 2014. 310 с.

ИЗГОТОВЛЕНИЕ ЗАПАСНЫХ ЧАСТЕЙ ДЛЯ ГОРНО-ШАХТНОГО ОБОРУДОВАНИЯ



Государственное предприятие НГМК
Производственное объединение
"Навоийский машиностроительный завод"
www.ngmk.uz
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел.: (+99879)227-62-14, 227-64-23
Факс: (+99879) 223-48-78
E-mail: inonmz@ngmk.uz

ПРОМЫШЛЕННАЯ АПРОБАЦИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ЭКСТРАКЦИОННОЙ ФОСФОРНОЙ КИСЛОТЫ ИЗ ФОСФОРИТОВ ЦЕНТРАЛЬНЫХ КЫЗЫЛКУМОВ

Марказий Қизилқум фосфоритларини экстракцион фосфор кислотага қайта ишлаш бўйича саноат синов натижалари тақдим этилди. Термоконцентратдан фойдаланиш фаол кальций оксиди, фтор, хлорнинг биргаликдаги таъсири натижасида экстрактордаги ҳарорат кўтарилиб, нуқтали коррозияга олиб келишини кўрсатди. Бундай хомашёни экстракцион фосфор кислота цехи тўрт ой ишлагандан сўнг эксплуатация қилиш талаб этилади. Ювиб кўйдирилган фосконцентратини қайта ишлашга ўтиш, коррозия муаммосини ҳал қилиш усули ҳисобланади. Термоконцентратда хлор борлиги сабабли хлордан ювилган фосконцентратнинг синов натижалари коррозиянинг сезиларли даражада камайишини кўрсатди.

Таянч иборалар: термоконцентрат, ювиб кўйдирилган фосконцентрат, экстракцион фосфор кислота, техник-иқтисодий кўрсаткичлар, нуқтали коррозия.

The results of industrial tests of the processing of phosphorites of the Central Kyzylkum on extraction phosphoric acid are presented. It is shown that the use of therm-concentrate leads to pitting corrosion caused by the combined effect of active calcium oxide, fluorine, chlorine due to an increase in temperature in the extractor. After four months of work on such raw materials, the shop of extraction phosphoric acid is completely decommissioned. A way to solve the problem of corrosion is the transition to the processing of washed calcined phosconcentrate. The test results of chlorine-washed phosconcentrate showed a significant reduction in corrosion due to the presence of chlorine in the thermconcentrate.

Key words: temoconcentrate, washed calcined phosconcentrate, extraction phosphoric acid, technical and economic indicators, pitting corrosion.

Фосфориты Центральных Кызылкумов (ЦК) являются единственным фосфатным сырьем, добываемым в промышленном масштабе для предприятий химической промышленности Узбекистана, производящей фосфорсодержащие удобрения, кормовые фосфаты, соли фосфорной кислоты [1]. Производство фосфорсодержащей продукции основано на использовании фосфорной кислоты, являющейся продуктом переработки фосфатного сырья [2].

Впервые экстракционная фосфорная кислота (ЭФК) была получена более 100 лет назад разложением фосфатного сырья с низким содержанием фосфорного ангидрида разбавленной серной кислотой. Значительным прогрессом в производстве ЭФК был переход к непрерывному способу с разбавлением концентрированной серной кислоты не водой, а раствором разбавления, содержащим обратную фосфорную кислоту. Среди существующих способов получения ЭФК относительно простым в технологическом отношении и надежным в эксплуатации является дигидратный метод [2, 3].

Мировое производство фосфорной кислоты, включая производство фосфорных удобрений в 2019 году, по прогнозам ООН, достигнет 62,9 млн. т в пересчете на P_2O_5 , а к 2050 году ежегодное производство составит 220 млн. т или около 70 млн. т P_2O_5 [4]. Производство ЭФК и фосфорных удобрений во всем мире базируется на использовании богатого по P_2O_5 фосфатного сырья. Запасы высококачественных руд постепенно истощаются и в промышленную переработку вовлекаются все больше и больше бедные фосфориты [5, 6].

Снижение содержания фосфора в добываемых рудах, увеличение объемов отходов обогащения, необходимость разработки труднодоступных месторождений приводит к росту издержек и стоимости фосфатного сырья.

Фосфориты ЦК по своим физико-химическим характеристикам относятся к высококарбонатным, содержащим до 27 % оксида углерода, и бедным по P_2O_5 . Для них традиционные методы обогащения – классификация, промывка, флотация оказались малоэффективными и для их обогащения применяют термохимическое удаление диоксида углерода с одновременным окислением закисных форм железа и сжиганием органических веществ [7]. Поэтому решающим технико-

экономическим фактором является изыскание приемлемых для фосфоритов ЦК процессов обогащения, разработка и промышленная реализация технических решений переработки фосфоритов на ЭФК с приемлемыми технологическими показателями.

Цель опытно-промышленных и промышленных испытаний состояла в отработке технологии, установлении оптимальных технологических параметров, определении технико-экономических показателей и производительности оборудования при переработке термоконцентрата и мытого обожженного фосконцентрата ЦК на ЭФК кислоту в дигидратном режиме.

Испытания технологии получения ЭФК из термоконцентрата фосфоритов ЦК проводили в промышленных условиях АО «Аммофос-Максам». Анализ исходных, промежуточных и конечных продуктов проводили известными методами [8, 9].

В первые два месяца испытаний наблюдались относительно стабильные качества термоконцентрата, низкая температура и насыпная плотность сырья в цистернах, относительно высокими (до 41 т/час) нагрузками, технологическими показателями экстракции и качеством продукции.

На третьем месяце испытания закончились аварийной остановкой производства в результате забивки экстрактора.

В результате проведенного обследования было установлен факт наличия питтинговой коррозии, вызванной совместным влиянием активного оксида кальция, фтора, хлора и атомарного кислорода. Коррозия усугублялась высокими температурами, развивающимися в результате экзотермического эффекта взаимодействия свободного оксида кальция с серной кислотой и высокой температурой поставляемого фосфатного сырья [10].

После аварийно-восстановительных работ производство продолжало работать нестабильно, с аварийными остановками.

Работа в первые четыре месяца еще более резко выявила основные проблемы: снижение технико-экономических показателей переработки, вызванные нестабильностью состава сырья – увеличение непродуцируемых простоев, снижение съема P_2O_5 , увеличение влажности гипса и коррозии оборудования.

Волынскова Н.В.,
заместитель начальника
производственно-
технического отдела АО
«Аммофос-Махам», к.т.н.



Мирзакулов Х.Ч.,
директор отраслевого
центра «Переподготовки и
повышения квалификации
педагогических кадров» при
Ташкентском химико-
технологическом институте,
д.т.н., профессор.



Усманов И.И.,
ведущий научный сотрудник
Ташкентского химико-
технологического института,
к.т.н., старший научный
сотрудник



Таблица 1

Технологические показатели получения экстракционной фосфорной кислоты на основе термоконцентрата в опытно-промышленных условиях

Показатели	Практические показатели по этапам испытаний					
	Этап 1. 23.08. - 31.10.	Этап 2. 01.11.- 31.12.	Этап 3. 01.01.- 31.05.	Этап 4. 5.07.- 8.08.	Этап 5. 09.08.- 01.11.	Этап 6. 01.09.- 31.12.
1. Расход фоссырья, т (100 % P ₂ O ₅)	17647 (4666)	36820 (9831)	87000 (23491)	21439 (5242)	88057 (23554)	116663 (31799)
2. Расход H ₂ SO ₄ , т мнг	16177	31310	82349	19396	80039	108779
3. Температура пульпы, °С: в 1-ом реакторе в 2-ом реакторе	80-85 75-83	88-96 88-92	81-88 79-85	76-85 72-83	66-94 65-91	84-93 80-90
4. Концентрация H ₂ SO ₄ в пульпе, %	1,9-2,4	1,6-3,9	1,6-3,7	1,9-3,4	1,9-3,6	2,0-3,5
5. Отношение Ж/Т	2,8-3,2	2,1-3,8	1,9-4,1	2,2-3,8	2-3,5	2,3-3,8
6. Концентрация ЭФК, %	22-24	21-24	21-22	17-21	17-21	16-22
7. Съём с поверхности фильтра, кг/м ² ·час: Фосфогипса P ₂ O ₅	448 74	266 37	343 47	369 47	392 51	428 60
8. Гипсовое число	1,67	1,65	1,70	1,69	1,69	1,70
9. Коэффициент разложения Кразл., %	97,3	94,4	95,6	97,1	97,3	96,6
10. Коэффициент отмывки Котм., %	95,1	96,5	96,4	96,7	95,9	93,8
11. Коэффициент выхода Квых., %	92,6	91,1	92,2	93,9	93,3	89,6

Таблица 2

Технологические показатели получения экстракционной фосфорной кислоты на основе термоконцентрата в промышленных условиях в первый год

Показатель	Практические показатели по месяцам										
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11
1. Расход фоссырья, т (100 % P ₂ O ₅)	38687 (10277)	27165 (7525)	35809 (9848)	27937 (7375)	34845 (9565)	33248 (8663)	22682 (6122)	4363 (1165)	29846 (8035)	28141 (7684)	17903 (4906)
2. Расход H ₂ SO ₄ , т мнг	37448	27750	31079	23316	31406	30291	20592	3811	26343	25701	16251
4. Температура пульпы, °С: в 1-ом реакторе в 2-ом реакторе	72-94 72-94	78-92 78-92	76-93 76-93	76-93 76-93	82-92 82-92	82-91 82-91	83-95 83-95	75-90 75-90	70-90 70-90	62-96 62-96	58-98 58-98
5. Концентрация H ₂ SO ₄ в пульпе, %	1,3-4,5	1,3-5,7	1,3-7,9	1,0-4,0	1,6-3,9	1,1-6,8	1,7-5,5	2,3-7,9	1,5-7,8	1,6-6,0	1,6-5,4
6. Отношение Ж/Т	2,0-4,9	1,9-5,0	1,9-4,9	2,3-7,0	2,2-6,2	2,0-6,1	1,4-4,5	2,3-7,0	2,0-11,5	1,2-5,0	2,1-4,5
7. Концентрация ЭФК, %	16-24	16-23	15-24	14-22	15-25	13-22	13-20	14-20	14-22	15-21	15-23
8. Съём с поверхности фильтра, кг/м ² ·час: фосфогипса P ₂ O ₅	448 56	370 49	433 57	362 46	414 54	386 48	271 35	360 46	373 48	428 56	395 52
9. Гипсовое число	1,69	1,69	1,70	1,70	1,69	1,69	1,70	1,70	1,69		
10. Коэффициент разложения Кразл., %	94,2	94,9	95,4	95,5	93,5	94,4	95,5	94,8	95,0	94,0	94,9
11. Коэффициент отмывки Котм., %	92,4	88,3	88,1	86,3	84,9	91,7	87,5	91,8	88,7	81,9	84,8
12. Коэффициент выхода Квых., %	87,0	83,4	84,1	82,4	79,4	86,6	83,6	87,3	84,2	77,6	82,4

Данный этап работы закончился тем, что цех ЭФК-3 был полностью выведен из эксплуатации: отмечена забивка реакторов, потеря более 30 % реакционного объема, пророзирована нержавеющая крышка и часть балочной клетки первого реактора, на отдельных мешалках вышли из строя лопасти, практически полная коррозия орошающих форсунок и самого газохода; полная коррозия брызгоуловителя, сборников фильтратов, металлоконструкций над ними, пульпопроводы и линии оборотной фосфорной кислоты были выведены из строя и требовали полной замены. Проведение аварийно-восстановительных работ не дало положительных результатов.

Данные по опытно-промышленным и промышленным испытаниям, приведенные в таблицах 1 и 2, подтверждают, что на протяжении всего периода испытаний наблюдалось неуклонное ухудшение технологических показателей получения ЭФК на основе термоконцентрата ЦК. Температура в первом и втором реакторе поднималась выше 90 °С, что привело к образованию агломератов полугидрата сульфата кальция и последующей забивке экстрактора.

С увеличением продолжительности испытаний отмечалось снижение концентрации кислоты с 22-24 % P₂O₅ до 16-22 % P₂O₅ через 16 месяцев.

Съем фосфогипса и P₂O₅ с поверхности фильтров повышался начиная со второго этапа. Так, съем фосфогипса увеличился с 266 кг/м²·ч до 428 кг/м²·ч, а P₂O₅ с 37 кг/м²·ч до 60 кг/м²·ч. Гипсовое число сохранялось на уровне 1,65-1,70.

Коэффициенты отмывки повышались с 96,5 % до 96,7 % на четвертом этапе, затем резко снижались до 93,8 %. Коэффициенты разложения с 94,4 % повышались до 97,3 % на пятом этапе и также снижались.

Аналогично коэффициенты выхода увеличивались с 91,1 % до 93,9 % на четвертом этапе и снижались до 89,6 % на шестом этапе.

Промышленные испытания переработки ТК ЦК в течение года также показали повышение температуры в экстракторах до 98 °С и снижение концентрации получаемой кислоты до 13-15 % P₂O₅. Съем фосфогипса с поверхности фильтров в среднем составлял 385,5 кг/м²·час, а P₂O₅ 49,7 кг/м²·час. Коэффициенты разложения изменились от 94,0 % до 95,5 %, коэффициенты отмывки от 81,9 % до 92,4 %, коэффициенты выхода от 77,6 % до 87,3 %.

Выявлены факты наличия интенсивной коррозии, вызванной совместным влиянием хлора, фтора, кислорода, усугубленного высокими температурами переработки - результатом высокого экзотерми-

Таблица 3

Технологические показатели переработки мытого обожженного фосконцентрата на экстракционную фосфорную кислоту в первый год

Наименование показателей	Месяц												Среднее за год
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Режим экстракции													
Ж.Т	3,11	2,95	3,59	3,01	3,06	3,47	3,36	3,50	4,01	3,14	2,99	3,20	3,32
P ₂ O ₅ , %	19,2	18,6	18,4	18,1	18,5	18,4	19,0	19,7	18,1	18,4	18,8	18,6	18,7
SO ₃ , г/100 см ³	2,62	2,56	2,72	2,77	2,98	2,66	2,62	2,76	2,63	2,69	2,81	2,87	2,72
Технологические показатели													
H ₂ O в ФГ, %	43,4	43,4	43,0	41,0	41,4	40,1	41,0	41,5	42,3	42,9	43,2	42,5	42,0
Кразл., %	93,3	94,6	95,1	96,4	97,0	97,1	97,4	96,9	96,4	96,1	96,4	95,6	96,0
Котм., %	88,2	90,6	91,9	94,7	93,1	93,7	94,2	94,2	95,0	94,0	93,0	93,7	93,1
Квых., %	82,6	85,6	87,4	91,2	90,2	91,0	91,8	89,8	91,4	90,3	89,7	89,5	89,2
Хозяйственный выход													
по ЭФК, %	89,0	88,3	88,0	83,2	92,7	97,5	93,4	83,4	88,5	88,2	84,4	93,1	89,5
по продукту, %	71,0	84,5	84,0	79,6	88,7	92,3	88,4	79,7	84,6	84,3	80,8	89,0	83,8
Работа экстрактора и карусельного вакуум-фильтра													
Съем P ₂ O ₅ с 1 м ³ экстрактора, кг/ч	1,109	1,131	0,832	1,088	0,94	1,195	1,024	0,363	0,98	0,939	0,960	1,088	1,003
Съем фосфогипса с 1 м ² , кг/час	362	440	414	496	460	467	414	476	440	422	412	496	436
Съем P ₂ O ₅ с 1 м ² , кг/час	52	53	39	56	54	56	48	47	46	44	45	51	40
Гипсовое число	1,64	1,55	1,69	1,71	1,76	1,79	1,81	1,55	1,78	1,79	1,74	1,69	1,65
Производственная ЭФК													
P ₂ O ₅ , %	17,7	17,5	16,6	16,1	18,5	17,7	17,7	17,9	16,8	17,7	18,6	18,2	17,6
SO ₃ , %	2,93	2,91	2,82	2,38	2,48	2,35	2,28	2,53	2,77	2,71	2,46	2,64	2,61
Взвеси, %	1,25	1,08	0,46	1,10	0,75	1,17	1,28	0,85	0,48	0,69	1,03	1,37	0,96

Таблица 4

Технологические показатели переработки мытого обожженного фосконцентрата на экстракционную фосфорную кислоту во второй год

Наименование показателя	Месяц												Среднее за второй год
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Режим экстракции													
Ж.Т	3,10	3,48	2,92	3,12	3,00	3,00	2,77	2,82	2,94	2,94	2,86	2,85	3,03
P ₂ O ₅ , %	18,5	19,0	18,6	18,2	17,0	17,9	17,5	18,0	18,2	18,4	18,8	18,8	18,1
SO ₃ , г/100 см ³	2,88	2,82	2,83	2,71	2,54	2,41	2,41	2,45	2,31	2,34	2,27	2,49	2,60
Технологические показатели													
H ₂ O в ФГ, %	42,3	42,3	41,0	41,5	41,9	41,7	40,9	41,9	42,6	42,5	42,8	43,9	42,3
Кразл., %	95,5	95,4	95,7	95,4	95,1	96,3	95,5	94,8	95,7	95,8	95,9	96,5	95,7
Котм., %	93,1	94	93,3	94,9	94,5	95,5	95,2	94,4	95,4	93,7	93,1	94,5	94,1
Квых., %	88,9	89,7	88,2	90,6	90,0	92	90,9	89,5	91,2	89,7	89,2	91,3	89,8
Хозяйственный выход													
по ЭФК, %	91,7	84,5	84,5	84,5	86,5	90,3	92,5	92,3	94,6	86,6	91,4	93,3	89,4
по продукту, %	87,7	80,8	80,8	80,8	82,8	86,4	88,4	88,3	89,6	82,8	87,3	89,2	85,4
Работа экстрактора и карусельного вакуум-фильтра													
Съем P ₂ O ₅ с 1 м ³ экстрактора, кг/ч	0,888	0,931	0,960	0,967	0,934	0,954	1,107	0,978	1,046	1,158	0,972	1,070	1,000
Съем фосфогипса с 1 м ² , кг/час	352	348	448	451	396	376	405	376	400	490	380	403	421
Съем P ₂ O ₅ с 1 м ² , кг/час	41	43	55	55	43	44	51	45	59	54	45	50	46
Гипсовое число	1,68	1,70	1,70	1,72	1,71	1,73	1,68	1,80	1,82	1,71	1,74	0,80	1,78
Производственная ЭФК													
P ₂ O ₅ , %	18,2	18,0	18,4	16,8	16,5	17,4	16,3	16,8	16,4	17,4	18,2	17,8	17,4
SO ₃ , %	2,86	2,78	2,57	2,80	2,67	2,45	2,61	2,72	2,53	2,55	2,63	2,34	2,63
Взвеси, %	0,84	0,74	1,41	0,67	0,82	1,08	1,63	1,02	0,62	0,79	0,92	0,65	0,94

ческого эффекта реакций, проходящих при увеличении расхода серной кислоты на разложение более чем на 30 %.

По сумме косвенных признаков (бессистемность возникновения и кинетики изменения толщины изделий; мгновенность возникновения язв и т.п.) констатирована коррозия напряжения на фоне химической коррозии, т.н. питтинговая коррозия.

За эти годы в процессе переработки сырья в серно-фосфорнокислотном режиме, при значительном сравнительном

уменьшении инкрустации оборудования и коммуникаций, отмечен интенсивный коррозионный износ спусков серной кислоты и фосфатного сырья, сварных швов, разрушение как по телу труб коммуникаций подачи пульпы и ЭФК, так и проточной части насосов, газоходов.

В целях решения вопросов по замене нержавеющих металлических материалов на антикоррозионные, произведены замены и эксплуатация стояков подачи серной кислоты в экстрактор, изготовленными из армированного КЩ-шланга (производство Германии).

Технологические показатели переработки мытого обожженного фосконцентрата на экстракционную фосфорную кислоту в третий год

Наименование показателя	Месяц												Среднее за третий год.
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Режим экстракции													
Ж:Т	3,07	3,12	2,78	2,81	2,97	3,03	3,33	2,83	2,78	2,72	2,70	2,73	2,83
P ₂ O ₅ , %	18,1	17,7	18,2	17,4	18,3	18,3	17,5	17,2	17,9	17,8	17,1	17,1	17,7
SO ₃ , г/1 00 см ³	2,64	2,63	2,26	2,28	2,24	2,23	2,37	2,47	2,42	2,47	2,44	2,45	2,42
Технологические показатели:													
H ₂ O в ФГ, %	43,4	41,9	43,4	42,1	41,9	41,2	41,0	41,9	41,2	41,0	41,9	41,8	42,1
Кразл., %	95,70	95,51	96,04	95,69	95,84	96,25	94,85	94,22	94,68	95,87	96,36	94,87	95,50
Котм., %	94,09	94,01	94,75	95,29	96,19	95,35	93,43	95,95	95,70	95,10	93,39	91,94	94,48
Квых., %	90,06	89,77	91,09	91,00	91,33	91,77	88,61	90,46	91,17	91,16	89,9	87,24	90,37
Хозяйственный выход:													
по ЭФК, %	85,7	90,2	90,4	91,4	93,0	91,4	92,9	92,7	93,3	93,3	92,1	95,6	92,0
по продукту, %	89,7	86,2	86,4	87,4	87,9	87,4	88,7	88,6	89,2	89,2	88,1	91,4	90,2
Работа экстрактора и карусельного вакуум-фильтра													
Съем P ₂ O ₅ с 1 м ² экстрактора, кг/ч	1,024	0,929	0,958	1,16	0,905	1,09	0,992	1,031	1,019	0,778	0,814	0,654	0,946
Съем фосфогипса с 1 м ² , кг/час	439	413	465	406	446	416	438	493	470	441	494	443	443
Съем P ₂ O ₅ , с 1 м ² , кг/час	58	53	54	54	42	51	46	48	47	56	48	50	54
Гипсовое число	1,80	1,73	1,74	1,76	1,80	1,79	1,73	1,70	1,68	1,68	1,71	1,72	1,73
Продукционная ЭФК													
P ₂ O ₅ , %	16,6	16,2	16,0	15,5	16,1	16,3	15,7	15,5	15,7	15,9	16,4	16,5	16,1
SO ₃ , %	2,61	2,65	2,68	2,72	2,74	2,74	2,94	0,97	2,65	2,73	2,46	2,55	2,71
Взвеси, %	0,78	1,21	1,28	1,05	0,55	1,37	1,60	0,62	0,44	0,61	0,93	1,42	1,00

Произведена замена нержавеющей пульпопровода насосов и линий циркуляции пульпы на полиэтиленовые трубы. Однако, недопустимо использование полиэтилена при высоких температурах, т.к. происходит его механическое разрушение.

Другим способом решения проблемы коррозии является переход на переработку мытого обожженного фосконцентрата (МОФК), в котором содержание хлора не более 0,04 %.

Данные по переработке МОФК в цехах ЭФК-3 и Аммофос-2, 3. приведены в Табл. 3-5.

Из таблиц видно, что при использовании МОФК концентрация фосфорной кислоты составляет 15,5-18,6 % P₂O₅, съем фосфогипса в среднем по гидом составлял от 421-443 кг/м²·час, P₂O₅ 40-54 кг/м²·час. Коэффициенты разложения составляют 95,5-96,0 %, отмывки 93,1-94,5 %, выхода 89,2-90,4 %.

Сопоставление данных таблиц 3-5 с данными таблиц 1 и 2 показало схожесть технологических показателей процесса: Кразл., Котм., Квых., показателей работы экстрактора и карусельного вакуум-фильтра (КВФ) (съем P₂O₅ и фосфогипса), как при переработке термоконцентрата ЦК,

так и МОФК. За три года. было переработано 1109,89 тыс. т МОФК на ЭФК с выпуском различной продукции на ее основе. Результаты испытаний показали значительное снижение коррозии, обусловленной наличием хлора в термоконцентрате ЦК.

Таким образом, проведенные исследования по переработке термоконцентрата ЦК и МОФК на ЭФК показали идентичность технологических показателей переработки концентратов. Однако, проблема повышенной температуры в экстракторах, образования агломератов полугидрата сульфата кальция остаются не решенными. Отмывка термоконцентрата ЦК от хлора существенно снижается коррозионную активность фосфорной кислоты. Для нормального ведения технологического процесса переработки МОФК на ЭФК необходимо решить проблему снижения температуры в экстракторе, что позволит разрешить проблему снижения коррозионной активности среды и образования агломератов сульфата кальция. Для этого желательно избавиться от свободного оксида кальция, который выделяет при разложении серной кислотой столько же тепловой энергии, сколько и фторкарбонатпатит.

Библиографический список:

1. O'z DSt 2825:2014. Фосфоритная продукция Ташкура. Общие технические условия.
2. Позин М.Е. Технология минеральных удобрений. – Л.: Химия, 1989. – 416 с.
3. Копылев Б.А. Технология экстракционной фосфорной кислоты. – Л.: Химия, 1981. – 221 с.
4. Fertilizer Outlook 2015-2019. 83rd IFA Annual Conference Istanbul (Turkey), 25-27 May 2015. 6 p. <http://www.fertilizer.org>
5. Беглов Б.М., Намазов Ш.Р. Фосфориты Центральных Кызылкумов и их переработка. – Ташкент, 2013, 460 с.
6. Мирзакулов Х.Ч. Физико-химические основы и технология переработки фосфоритов Центральных Кызылкумов. Ташкент, 2019, 412 с.
7. Шинкоренко С.Ф., Хрящев С.В., Михайлова Т.Г., Левкина Т.Т. Обогащение фосфоритов Кызылкумского месторождения с применением обжига. // Хим. пром. – 1980. – № 3. – С. 187-189.
8. Кельман Ф.Н., Бруцкус Е.Б., Ошеревич Р.И. Методы анализа при контроле производства серной кислоты и фосфорных удобрений. – М.: Госхимиздат, 1982. 352 с.
9. Методы анализа фосфатного сырья, фосфорных и комплексных удобрений, кормовых фосфатов // М.М. Винник, Л.Н. Урбанов и др. – М.: Химия, 1975. 218 с.
10. Волынского Н.В., Меликулова Г.Э., Усманов И.И., Мирзакулов Х.Ч. Термодинамическое обоснование процесса получения экстракционной фосфорной кислоты из фосфоритов Центральных Кызылкумов. // Universum: Технические науки: электрон научн. журн. № 1 (58), 2019. С. 82-85.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМЫ РУДОПОДГОТОВКИ НА ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМ ЗАВОДЕ № 2



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



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



Ткаченко Е.С.,
зам. начальника
технологического отдела
НГМК



Василёнок О.П.,
начальник Центральной
научно-исследовательской
лаборатории НГМК

Мақолада ГМЗ-2 нинг ҳозирги ишлаб чиқарилиши мисолида рудаларни тайёрлашни қайта тақсимлаш самарадорлигини оширишга йўналтирилган силлиқлаш схемаларини такомиллаштириш масалалари ёритилган. Тажриба майдончаларини синовдан ўтказиш натижалари бўйича уларнинг самарадорлигини ошириш учун захиралар аниқланди. Саноат синовлари натижалари ва саноат миқёсида ишлаб чиқилган схемани жорий қилиш.

Таянч иборалар: маъданларни тайёрлаш, силлиқлаш, гидравлик таснифлаш, роуминг юки, тўп тегирмон ишлаш.

The article discusses the issues of improvement of grinding schemes, aimed at improving the productivity of ore preparatory redistribution on the example of the current production of GMZ-2. Based on the analysis of the results of testing mill blocks, the reserves for increasing their productivity were revealed. The results of industrial tests and the introduction of an improved scheme on an industrial scale.

Key words: ore preparation, grinding, hydraulic classification, circulation load, ball mill performance.

Производительность передела рудоподготовки обогатительных фабрик и гидрометаллургических заводов, как правило, определяет общую производительность всей схемы перерабатывающего предприятия. В этой связи усовершенствование схем и режимов операций рудоподготовительного передела в направлении повышения производительности является весьма актуальной задачей, т.к. позволяет повышать экономическую эффективность работы предприятия за счёт снижения удельных эксплуатационных расходов, увеличения выпуска готовой продукции, и, как следствие, снижения себестоимости.

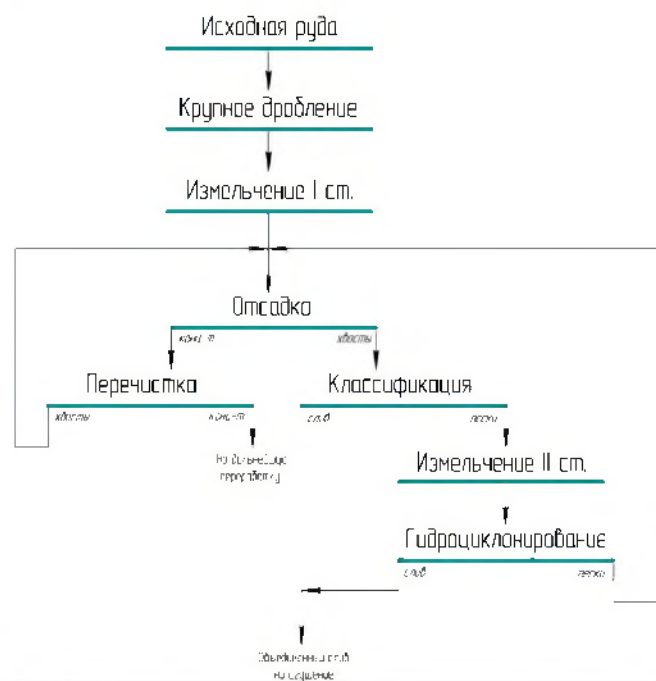


Рис.1. Технологическая схема измельчения

На ГМЗ-2 осуществляется переработка окисленных золото-кварцевых руд месторождений Мурунтау и Мютенбай по гравитационно-сорбционной технологии. Схема рудоподготовительного передела ГМЗ-2 (рис. 1) включает в себя операции крупного дробления, двухстадийного измельчения (с открытым циклом измельчения в первой стадии и замкнутым – во второй) и классификации продуктов измельчения с использованием спиральных классификаторов и батарей гидроциклонных установок. Измельчение ведется до крупности 75-80 % класса -0,074 мм. Схемой также предусматривается первичное гравитационное обогащение измельченной руды с использованием отсадочных машин, с последующей перечисткой концентрата отсадки на концентраторных столах.

В цехе измельчения ГМЗ-2 действует 28 мельничных блоков. Технологическая схема измельчения у всех мельничных блоков типовая и соответствует рис. 1.

Аппаратурное оформление схем мельничных блоков различное. Так, на 19-ти блоках действует схема (рис. 2) с мельницей ММС 70х23 в первой стадии измельчения, спиральным классификатором 2КСП-24 и шаровой мельницей 45х60 во второй стадии. Для транспортировки пульпы слива шаровых мельниц используются центробежные

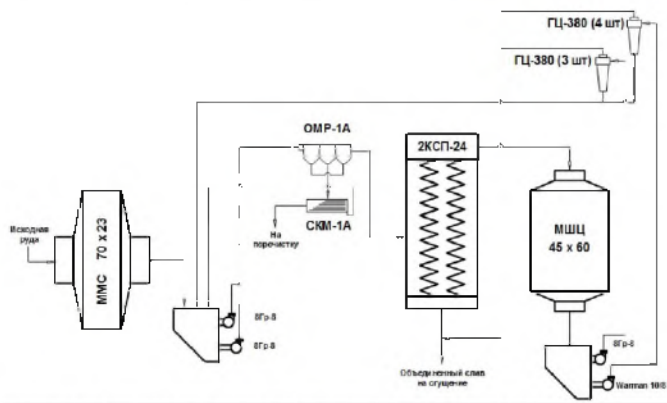


Рис.2. Схема цепи аппаратов мельничного блока

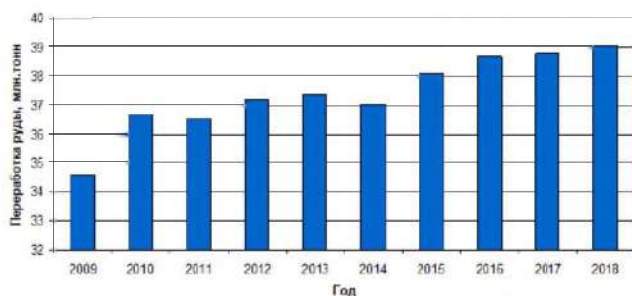


Рис.3. Производительность ГМЗ-2 по переработке руды за 2009-2018гг.

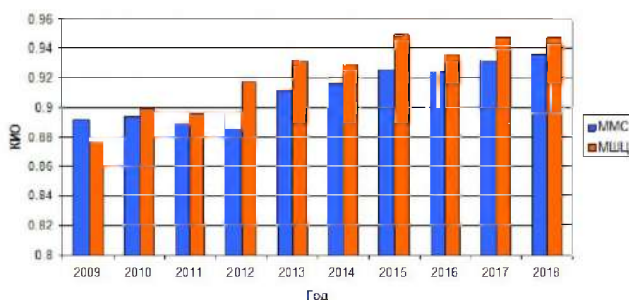


Рис.4. КИО мельниц ММС и МШЦ за 2009-2018гг.

насосы 8Гр-8 работающие с батареей из трех гидроциклонов ГЦ-380 и насосы Warman 10/8 с батареями из четырех ГЦ-380. На двух блоках установлены мельницы ММС 90х30 в первой стадии и МШЦ 55х65 – во второй. На остальных блоках работают схемы с ММС 70х23 в первой стадии и двумя шаровыми мельницами (МШЦ 36х50 или 36х55) – во второй.

В последние годы велись работы, направленные на повышение производительности завода по переработке руды. На рис.3 показана динамика роста производительности ГМЗ-2 за период 2009-2018гг. Повышение производительности обеспечивалось за счет:

-сокращения времени ремонтов и аварийных простоев мельниц. Фактический коэффициент использования оборудования (КИО) мельниц ММС и МШЦ показан на рис.4. Так, КИО ММС был увеличен с 0,892 (2009г.) до 0,936 (2018 г.), для мельниц МШЦ данный показатель составляет 0,876 и 0,947 соответственно;

-совершенствования технологии ведения буровзрывных работ, что позволило уменьшить крупность руды питания мельниц. Гранулометрические характеристики исходной руды (рис.5) показывают, что содержание класса +100 мм снизилось с 19 % (1997-2017гг.) до 9 % (2018 г.), а общая 80 %-я крупность руды (D80) снизилась со 100 мм до 60 мм;

-внедрения автоматизированных систем управления мельничных блоков (GrindEXPERT) на базе платформы «NeuroModel», которая позволила оптимизировать ведение процесса измельчения.

Указанные мероприятия позволили обеспечить повышение производительности завода с 34,5 млн.т (2009г.) до 38,7 млн.т (2017г.). Дальнейшее повышение производительности рассматривалось в направлении совершенствования схемы измельчения, на основании

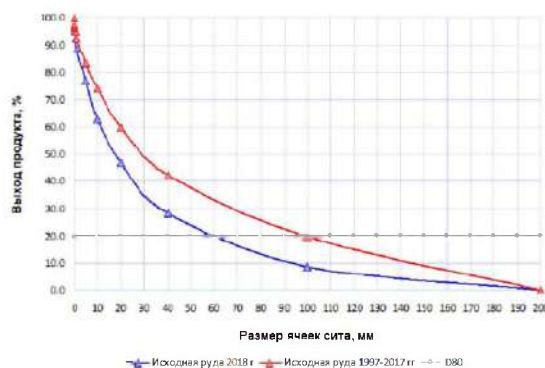


Рис.5. Гранулометрическая характеристика дробленой руды

анализа показателей эксплуатации, выявления «узких» мест и скрытых резервов.

Анализ материальных потоков и гранулометрических характеристик продуктов в схеме измельчения (табл.1), полученных по результатам комплексного опробования мельничных блоков позволил определить основные недостатки существующей схемы:

1) *Перегруженность спирального классификатора.*

Согласно справочным данным, а также расчетам по известным эмпирическим формулам, производительность классификатора по сливу, при которой обеспечивается требуемая крупность слива, составляет до 82 т/ч.

Согласно табл.1 при производительности схемы 155 т/ч со сливом классификатора выходит 92 т/ч твердого, при этом не обеспечивается достижение регламентной крупности слива. Увеличение разжижения слива, также не позволяет достичь требуемой крупности, по причине возрастания скорости восходящего потока, выносящего в слив пески класса +0,15 мм.

Производительность классификатора по пескам, определяется транспортирующей способностью спирали, зависящей от скорости их вращения. При фактической скорости вращения 2,0 об/мин, производительность по пескам составляет 320 т/ч. Увеличение скорости вращения спиралей приводит к повышению крупности слива.

2) *Недогруженность мельницы II стадии*

В связи с тем, что питанием мельницы II стадии являются пески классификатора, то количество материала проходящего через мельницу лимитируется производительностью классификатора по пескам. При этом фактическая удельная нагрузка на единицу объема барабана мельницы составляет в среднем 4,3 т/м³·ч, а удельная производительность по вновь образованному классу -0,074 мм – 0,72 т/м³·ч. Анализ опыта эксплуатации шаровых мельниц показывает, что оптимальная циркулирующая нагрузка, при которой обеспечивается наибольшая производительность по вновь образованному классу, соответствует удельной нагрузке по твердому: 6,5-7,5 т/м³·ч.

Таким образом, анализ результатов опробования мельничных блоков позволил выявить потенциальную возможность повышения производительности схемы.

Расчетным путём было установлено, что теоретически возможно увеличить производительность схемы в среднем на 10%, за счет оптимизации циркулирующей нагрузки мельницы II стадии и обеспечения номинальной нагрузки на классификатор.

Характеристика продуктов измельчения и классификации

Таблица 1

Наименование продукта	Производительность (Q), т/ч	Выход (γ), %	Отношение Ж:Т (R)	Объем воды (W), м ³ /ч	Объем пульпы (V), м ³ /ч	Содержание класса минус 0,074 мм (β ⁷⁴), %
Исходная руда	155	100	0,03	5	63	3,0
Слив ММС	155	100	0,2	31	89	32,5
Слив КСП	92	59	4,6	423	458	74,5
Пески КСП	355	229	0,28	99	233	7,0
Слив МШЦ	355	229	0,35	124	258	24,0
Слив ГЦ-380	62,8	41	2,6	163	187	83,0
Пески ГЦ-380	292,2	189	0,39	114	224	12,0
Объединенный слив	154,8	100	3,79	586	645	77,9

Очевидным решением для устранения "узких" мест является перераспределение песков гидроциклонирования между питанием мельницы II стадии и зумпфом мельницы I стадии измельчения. Для этого был смонтирован короб, в который поступали пески гидроциклонов, откуда, посредством шиберных заслонок пески распределялись в указанные точки в требуемом соотношении.

Серия промышленных испытаний, при проведении которых дискретно повышалась производительность по руде (с шагом 5 т/ч начиная со 150 т/ч) и изменялось количество песков гидроциклонов, подаваемых в мельницу II ст. от 0 до 100 %, при проведении опробования в каждом режиме, позволила определить оптимальные показатели и режимы эксплуатации усовершенствованной схемы.

1. **Соотношение распределения песков гидроциклонов.** Оптимальной оказалась подача 70 % песков в питание мельницы II стадии, а остальных 30 % - в зумпф мельницы I стадии и далее, через отсадочную машину, в классификатор. В этом случае обеспечивается равномерная загрузка классифицирующего оборудования и достигается одинаковая крупность слива классификатора и гидроциклонов: 78-80 % класса -0,074 мм.

Следует отметить, что указанное оптимальное соотношение распределения песков меняется в зависимости от минералогического состава перерабатываемой руды. Так, при переработке кварцевых руд Мурунтау наилучший эффект достигается при распределении песков в соотношении 50/50, а при переработке глинистых руд месторождения Мютенбай, создающих шламистые вязкие пульпы в соотношении 80/20, за счет высокой эффективности гидроциклонов по отделению тонких шламов.

2. **Плотностной режим.** Экспериментально установлено, что оптимальная плотность слива гидроциклонов, при которой обеспечиваются регламентные значения крупности находится в диапазоне

1180-1220 г/л (24-28 % твердого), для слива классификатора 1100-1130 г/л (14-18 % твердого).

3. **Производительность схемы.** При работе схемы в указанных оптимальных режимах достигнуто повышение производительности со 155 до 170 т/ч (т.е. на 9,6 %), при этом содержание класса -0,074 мм в объединенном сливе классифицирующего оборудования составило 79,9 %. Водно-шламовая схема, рассчитанная по результатам опробования в установившемся режиме, при производительности 170 т/ч, приведена на рис.6. Обработка результатов опробования показывает, что за счет увеличения в 2 раза циркулирующей нагрузки, увеличилась удельная производительность мельницы II стадии с 0,72 до 1,14 т/м³·ч, а производительность классификатора по сливу и пескам приблизилась к номинальной.

Для обеспечения производительности и стабильной работы схемы, с учетом значительно увеличившихся потоков пульпы во II стадии измельчения, требуется установка более производительных насосов и расширение фронта гидроциклонирования. Взамен насосов 8Гр-8 производительностью 400 м³/ч, установлены насосы 10Гр-7Т, производительностью до 850 м³/ч, мощностью 250 кВт, работающие с батареей из шести гидроциклонов ГЦ-380, взамен четырёх. Положительные результаты испытаний данного оборудования на одном из мельничных блоков, легли в основу разработки проекта реконструкции цеха измельчения, при реализации которого осуществлена модернизация 26-ти мельничных блоков.

Таким образом, комплекс проведенных работ позволил повысить производительность ГМЗ-2 по переработке руды со 106 тыс.т в сутки до 111 тыс.т в сутки. Годовой экономический эффект (снижение себестоимости) от внедрения усовершенствованной схемы измельчения, за счет дополнительно получаемой готовой продукции составляет более 80 млн.долларов.

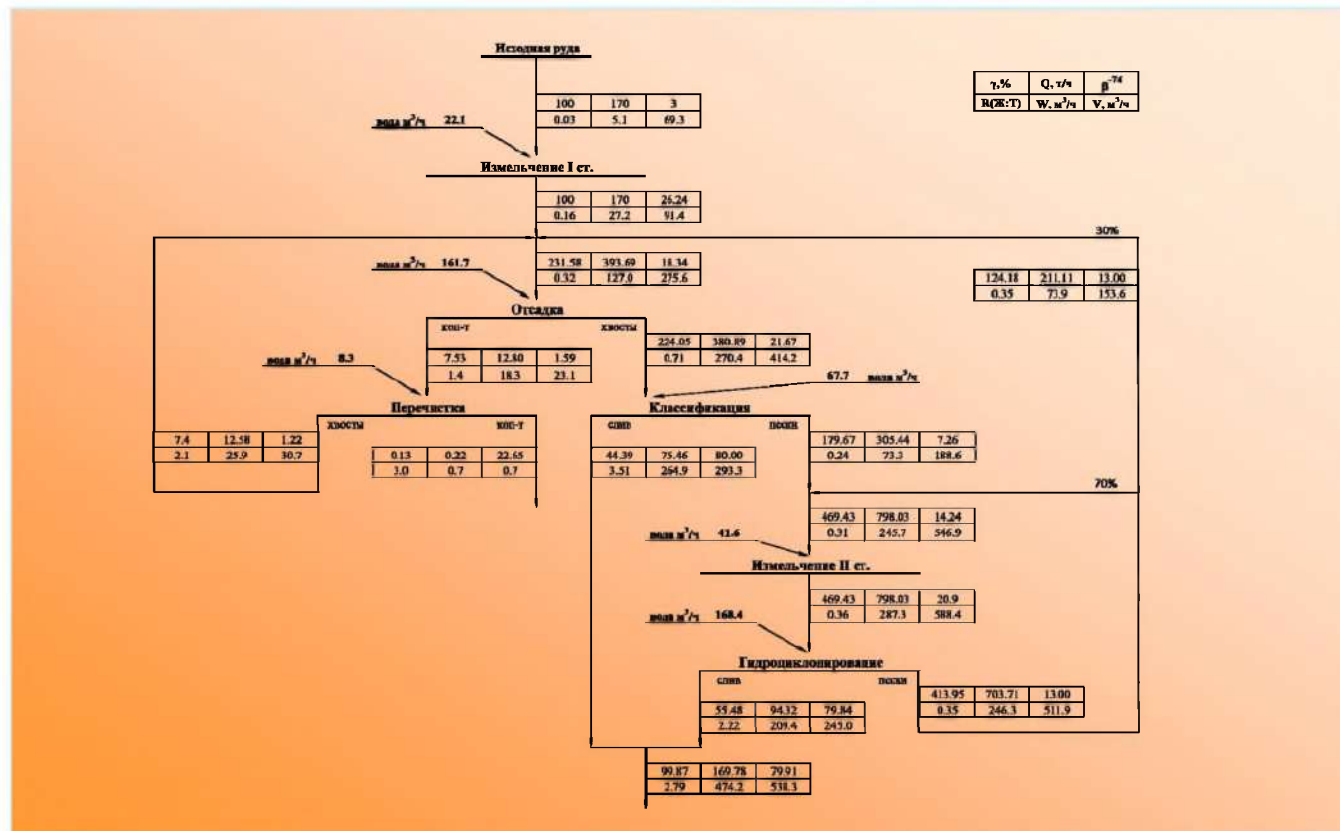


Рис.6. Водно-шламовая схема

Библиографический список:

- 1.Справочник по обогащению руд: Подготовительные процессы/ Под. ред. Богданова О.С., Олевского В.А., –2-е изд., перераб. и доп.-М.: Недра, 1982. –366 с.
- 2.Разумов К.А., Перов В.А. Проектирование обогатительных фабрик. Учебник для вузов. 4-е изд., перераб. и доп. М.: Недра, 1982. –518 с.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ ФОСФОРНЫХ УДОБРЕНИЙ ВЫСОКОГО КАЧЕСТВА, ОЧИЩЕННЫХ ОТ БАЛЛАСТНЫХ ПРИМЕСЕЙ



Донияров Н.А.,
декан химико-металлургического факультета НГГИ, доцент, к.т.н.



Тагаев И.А.,
доцент кафедры «Химическая технология» НГГИ, канд. сель-хоз. наук



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



Муродов И.Н.,
ассистент кафедры «Металлургия» НГГИ

Мақолада фосфорит рудаларидан сульфат кислотаси ёрдамида эритиб суперфосфат олиш жараёнида сорбция усули билан уран ва камёб ер металларини ажратиш олиш имконияти натижалари келтирилган.

Таянч иборалар: паст навли фосфорит рудаси, рудани кислотали қайта ишлаш, технологик схема, концентрация, кимёвий бирикмалар, қўлланиладиган реагентлар.

When sulfuric acid leaching of phosphate ores in the mode of obtaining superphosphate, the possibility of obtaining uranium and rare earth elements was shown.

Key words: low-grade phosphate ore, acid treatment of ore, technological scheme, concentration, chemical compounds, reagents used.

Почвенно-климатические условия большей части территории Узбекистана требуют особого внимания к повышению плодородия почв, и, прежде всего, усиленной подкормки их питательными для растений веществами - минеральными и органическими удобрениями. Однако кризисная ситуация, сложившаяся в отраслях химического производства и потребления удобрений из-за их нехватки в последнее десятилетие препятствует интенсификации сельскохозяйственного производства. Резко сократились объемы внесения питательных веществ (азот, фосфор, калий), в особенности фосфорных.

Узбекистан, являясь агропромышленной страной, занимает 3,73 млн. гектаров площади орошаемой пашни. Именно на этой площади производится 97 % всей сельскохозяйственной продукции страны. Получается, что на один гектар орошаемой пашни приходится только 39,8 кг P_2O_5 , а необходимо вносить при выращивании зерновых колосовых 100-120 кг/га P_2O_5 , хлопчатника 145-165 кг/га P_2O_5 , овощных культур 100-110 кг/га P_2O_5 , риса 140-145 кг/га P_2O_5 , кукурузы на зерно 120-140 кг/га P_2O_5 . Это обстоятельство свидетельствует о большом дефиците фосфорсодержащих удобрений.

Необходимо отметить, что производство фосфорсодержащих удобрений в Республике лимитируется качеством имеющегося у нас фосфорита Центрально-Кызылкумского месторождения. Это бедное по фосфору сырьё, к тому же содержит большое количество нежелательных примесей. Такое сырьё не пригодно для получения из него высококонцентрированных фосфорсодержащих удобрений, т.е. не пригодно для азотнокислотной, сернокислотной и солянокислотной переработки его в концентрированные фосфорсодержащие удобрения без очищения от балластных примесей.

В настоящее время КФК выпускает три вида фосфатного сырья: мытый обожженный концентрат (P_2O_5 -27-29 %; $S_1 < 0,04$ %) в объеме 400 тыс.т в год; мытый сушеный концентрат (P_2O_5 -18-19 %) в объеме 200 тыс.т в год; рядовую фосфоритную муку (P_2O_5 -16-18 %) в объеме 200 тыс.т в год [1,2].

Исследование режимов разложения фосфоритов. На практике, наиболее важным условием разложения фосфоритов для максимально-го перевода фосфора, урана и РЗЭ в раствор являются режимы растворения проб серной кислотой при различной её концентрации. Для установления оптимального времени разложения фосфоритной руды контролируется температурный режим в реакторе (рис. 1 и 2).

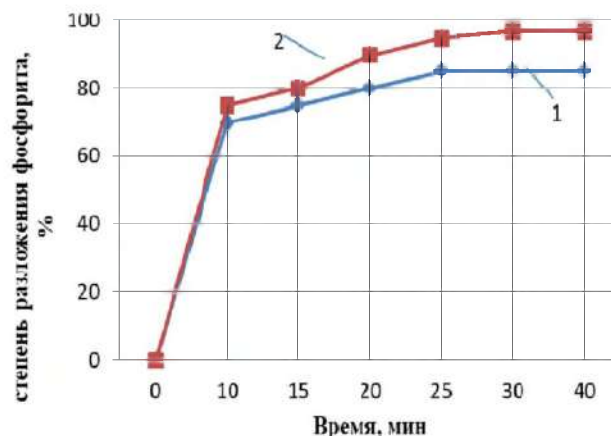


Рис.1. Кинетика разложения фосфорита при Т:Ж= 1:1,8 и различной исходной концентрации серной кислоты, %: 1-80; 2-98

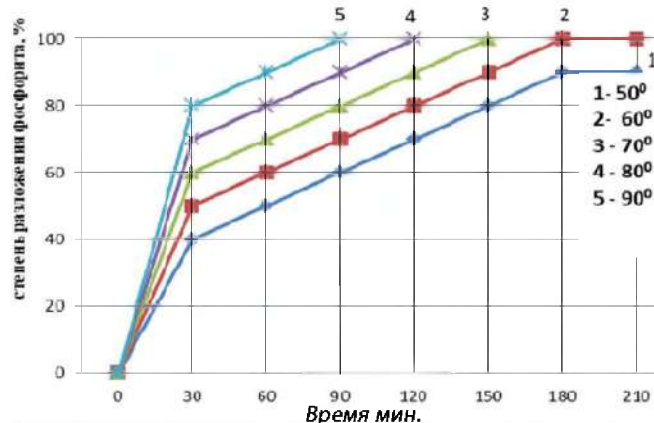


Рис.2. Кинетика разложения фосфорита при различных температурах реактора

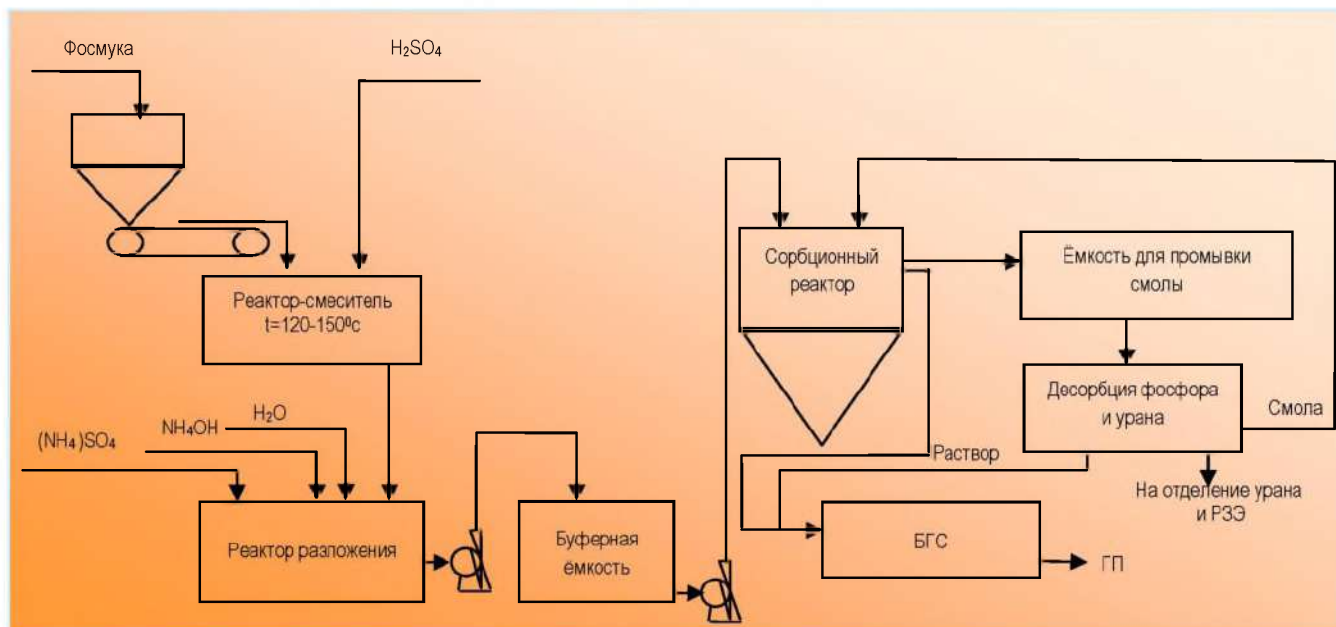


Рис.3. Принципиальная технологическая схема получения очищенного суперфосфата по поточному способу

Для осуществления процесса получения экологически чистого суперфосфата из бедного фосфоритового сырья составом: P_2O_5 - 16,34; CaO - 45,93; CO_2 - 18,15 % была собрана модельная установка (рис.3), состоящая из реактора разложения фосфорита с оснащенной мешалкой (250-300 об/мин), электрическими плитками и термопарой, обеспечивающей постоянную температуру разложения.

Фосмуку весом 100 г загружали в реактор и подавали серную кислоту (95,72 %, $\rho = 1,8$ кг/л) объемом 26,3 мл (47,34 г) при постоянном перемешивании смеси с добавкой 268 мл 15 %-ного раствора сульфата аммония (весом 45,8 г).

Для создания условий осуществления процесса сорбции, грануляции и улучшения качества гранул и твердости суперфосфата, как связующего агента так и для разложения фоссырья, в процессе растворения фосконцентра добавляли 15 % ный раствор сульфата аммония в двойном объеме по массе фоссырья, которое привело к увеличению массы конечного суперфосфата и следовательно к снижению концентрации P_2O_5 относительно на 20 %. Сухой остаток пульпы после сушки составил 190 г. Коэффициент разбавления составил 1,94 раз.

Исследование проводили в трех режимах:

- извлечение урана сорбцией из осветленных сернокислых растворов после фильтрации (табл.1);
- извлечение урана и РЗЭ осаждением при $pH=2,0$ после восстановления 4-х валентного урана железом;

- сорбционное извлечение урана из сернокислых пульп (табл.2).

Время растворения составило 30-40 мин. Проводился систематический замер pH раствора с добавлением серной кислоты, до установления pH среды до 1,5 при постоянном перемешивании в течение 10-15 мин.

После этого в пульпу добавили 20 мл набухшей смолы (5 % от общего объема пульпы) и продолжали процесс сорбционного выщелачивания в течение 2-х часов. Разделение смолы от пульпы проводили сеткой размером 0,5 мм, после этого осуществили промывку водой, сушку при постоянной температуре (70 °C) до воздушно-сухого состояния и образец был передан на анализ по концентрации фосфора, урана и суммы РЗЭ.

Для определения степени извлечения фосфора, урана и суммы РЗЭ в растворе, было проведено отделение твердой фазы от жидкой путем фильтрации с использованием фильтровальной бумаги («синяя лента»).

Сумма РЗЭ в жидкой фазе фосфоритов составила 0,05 %. При сернокислотном выщелачивании в режиме получения суперфосфата в раствор переходило относительно 40 % РЗЭ. Из раствора в режиме осаждения урана сосаждалось до 50 % РЗЭ, и при этом сквозное извлечение РЗЭ составило 25-30 отн. % от исходного (табл.2).

Были исследованы сорбционные возможности 4-х типов ионитов (табл.1): ВО-020; ВТ-706; А-560/4790 (Китай) и АМП (Украина), для извлечения урана из суперфосфатных пульп. Наиболее подходящим

Таблица 1

Сорбция урана из осветленных растворов

№ опыта	№ проб	Наименование операции	P_2O_5			Уран		
			содержание, %	кол-во, г	распред. отн. %	содержание %	кол-во, мг	распред. отн. %
1	1	Фильтрат	4,29	8,58	40,2	0,001	2,0	
	2	Раствор после сорбции	3,93	7,86	39,8	0,0009	1,8	5,26
	3	Смола А560/4790	0,10	1,0	0,1	0,325	32,0	93,56
	4	Твердое после фильтрации	6,4	12,8	61,2	0,0021	0,4	1,21
		Итого по балансу		21,6	100		34,2	100
5	11	Фильтрат	3,72	7,44		0,0007	1,43	
	13	Раствор после сорбции	3,0	6,0	45,8	0,0006	1,37	3,8
	12	Твердое после фильтрации	3,5	7,0	53,6	0,0018	3,6	9,9
	14	Смола ВТ-706	0,006	0,06	0,46	0,312	31,2	86,3
		Итого по балансу		13,04	100		36,17	100
6	15	Реперный	8,2	16,4	100	0,0032	6,4	100

Сорбция урана из серноокислотных пульп фосфоритов

№ опыта	№ проб	Наименование операции	P ₂ O ₅		Уран	
			Содержание %	распред. отн.%	содержание %	распред. отн.%
3	7	Смола А560/4790	0,043	0,04	0,248	88
	8	Твердые после сорбции	9,6	99,96	0,0017	12
10	22	Смола А560/4790	0,054	0,11	0,219	83
	23	Твердые после сорбции	4,6	99,89	0,0022	17
9	20	Смола А560/4790	0,025	0,04	0,237	84
	21	Твердые после сорбции*	5,3	99,96	0,0022	16
4	9	Смола ВТ-706	0,013	0,02	0,39	90
	10	Твердые после сорбции	9,1	99,98	0,0021	10
7	16	Смола ВТ-706	0,005	0,007	0,322	84
	17	Твердые после сорбции *	6,6	99,993	0,0028	16
2	5	Смола ВО-020	0,041	0,05	0,413	93
	6	Твердые после сорбции	8,6	99,95	0,0015	7
8	18	Смола ВО-020	0,044	0,04	0,354	86
	19	Твердые после сорбции *	5,2	99,96	0,0027	14
11	24	Смола АМП	0,028	0,04	0,376	90,6
	25	Твердые после сорбции *	6,3	99,96	0,0019	9,4
6	15	Реперный	8,2	100	0,0032	100

*

для извлечения урана из пульп оказался ионит типа АМП, позволяющий осуществить попутное извлечение урана из пульп относительно на 90 %.

Были исследованы факторы, влияющие на полноту извлечения урана, такие как: степень измельчения руды, pH среды, плотность пульпы, содержание урана и фосфора, время сорбционного извлечения и др. Найдены оптимальные значения технологического процесса. [3].

Основным достоинством технологии является то, что процесс попутного извлечения урана не ухудшает качества получаемого суперфосфата по предложенной технологии.

Таким образом, при серноокислотном выщелачивании в режиме получения суперфосфата в раствор переходит относительно до 40 % РЗЭ. Из раствора в режиме осаждения урана соосаждилось до 50 % РЗЭ, и при этом сквозное извлечение РЗЭ составило до 25-30 отн. % от исходного.

Библиографический список:

1. Кучерский Н.И., Толстов Е.А., Михин О.А., Мазуркевич А.П., Иноземцев С.Б. Кызылкумский фосфоритный комплекс: поэтапное освоение месторождения фосфоритов // Горный Вестник Узбекистана, 2001, №1. С. 4-9.
2. Иноземцев С.Б., Федянин С.Н. Выбор оптимальных технологических параметров при добыче фосфоритовых руд и их отгрузке из очистного забоя. // Ж. Горный вестник Узбекистана. 2001. №1. С. 45-48.
3. Отчет о научно-исследовательской работе по инновационному проекту ИП-2015-7-21 - «Создание рациональной технологии комплексной переработки фосфоритов Центральных Кызылкумов на экологически чистые удобрения с попутным извлечением ценных элементов». – Навои, 2016.– 108 с.

ИЗУЧЕНИЕ ХАРАКТЕРА И СТЕПЕНИ РАСТВОРИМОСТИ НЕКОТОРЫХ ЭЛЕМЕНТОВ В СОСТАВЕ СУЛЬФИДНЫХ РУД



Ваповев Х.М.,
зав. кафедрой
«Химическая технология»,
НГГИ, к.т.н.



Тагаев И.А.,
доц. кафедры
«Химическая технология»,
НГГИ, к.с.-х. н.



Хусенов К.Ш.,
доц. кафедры
«Химическая технология»,
НГГИ, к.т.н.



Тохирова Н.Б.,
ассистент кафедры
«Химическая технология»,
НГГИ

Мақолада сульфид рудалар таркибидаги айрим моддаларнинг эрувчанлиги бўйича масалалар кўрилган. Бактериал-оксидлашнинг турли босқичларида суюқ ва қаттиқ фазалар учун шунингдек қолдиқ моддалардаги ишқорлашдан кейинги жараёнлар келтирилган. Тез эрувчи элементлара люминосиликатлар, гил ва осон эрувчан минераллар сульфидлардаги кейинги бактериал ишқорлаш босқичларида намён этилган. Экспериментларнинг натижаларига кўра, минералларнинг янги турларини шакллантиришда элементларнинг эрувчан изоморф шакллари эволюцион қийматини аниқлашга уриниш амалга оширилди.

Таянч иборалар: сульфид жавҳари, биосистема, минераллар эволюцияси, изоморфизм, оксидланиш зоналари, зоналлик, редокс салоҳияти, алюминосиликатлар, гил минераллари.

The article deals with the solubility of some elements in the composition of sulfide ores at different stages of bacterial leaching and the effect of their residual amount in the solid and liquid phase on the alkalization processes with neutralizing agents. The role of instant elements, aluminosilicates, clay and readily soluble minerals in sulphides at further stages of bacterial leaching is demonstrated. According to the results of the experiments, an attempt was made to determine the evolutionary value of soluble isomorphous forms of elements in the formation of new types of minerals.

Key words: sulfide ores, biosystem, evolution of minerals, isomorphism, oxidation zones, zonality, redox potential, aluminosilicates, clay minerals.

Вблизи земной поверхности сульфидные руды испытывают очень глубокие изменения, которые отличаются от происходящих с силикатными породами. Для зоны окисления, как биокосной системы, отмечается определенная стадийность процессов, выраженная в вертикальной зональности, зависящая от уровня грунтовых вод (рис. 1), pH, Eh растворов и участия микроорганизмов.

В зоне просачивания начинается окисление сульфидов с образованием сульфатов (начальная стадия) и растворение (выщелачивание) первичных минералов кислородсодержащими водами. Намечен ряд убывающей скорости растворения и окисления: ZnS - CuS - FeS - CuFeS₂ - FeS₂ - PbS - CU₃AsS₄ - AgS₂ (по С.С. Смирнову) [1]. Здесь растворение и вынос материала преобладают над осаждением. Помимо O₂ и воды содержат другие окислители и растворители: H₂SO₄ (серная кислота), хорошо растворимые сульфаты Cu - CuSO₄ и окисное Fe-Fe₂(SO₄)₃. Здесь происходит вынос тяжелых цветных металлов.

В первой и второй зоне, воды которых носят кислый характер и кислотность растет по мере накопления H₂SO₄,

На конечной стадии окисления первичных сульфидов уже нет (или почти нет), мало сульфатов, а их сменили оксиды, гидрооксиды, а также силикаты, карбонаты, фосфаты, ванадаты, арсенаты и другие, не содержащие серу, минералы. По мере просачивания вглубь воды становятся более кислыми, но затем они нейтрализуются и даже оселачиваются. Богатые окисленные руды нижней части зоны окисления переходят во вторично обогащенные сульфидные руды - зона вторичного сульфидного обогащения, расположенная в области уровня грунтовых вод. Образование вторичных сульфидов происходит вследствие обменных реакций между нисходящими сульфатными водами и первичными сульфидами. В зоне вторичного сульфидного обогащения образуются более богатые руды, чем в верхних зонах. Кроме того, эта зона может быть обогащена серебром и золотом. Ниже находятся первичные сульфидные руды.

Однако такой полный профиль зоны окисления встречается очень редко, что связано с многочисленными факторами, как региональными (климат, тектоника), так и локальными (минеральный состав, структура и текстура руды, проницаемость пород, трещиноватость и др.).

Следует еще отметить богатство зоны окисления минералами, многие из которых устойчивы только в этой зоне (арсенаты, ванадаты, молибдаты, хроматы, вольфраматы, самородные металлы и др.) и список их постоянно пополняется [2-4].

Таким образом, изучение жидкой и твердой фазы сульфидных минералов на различных стадиях их переработки (рудоподготовка, обогащение, сернокислотная среда с микроорганизмами, декантация, защелачивание и т.д.) влечёт за собой появление разнообразных видов смесей, состоящих из различных элементов.

Объект и методика исследований.

Материалом исследований послужили образцы сульфидных руд из разных переделов бактериального выщелачивания, от рудоподготовки,

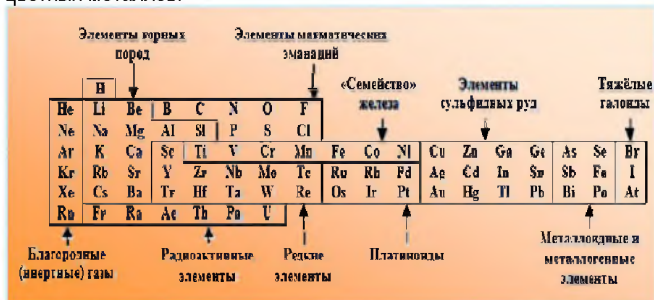


Рис. 1. Геохимическая классификация элементов (по Завалицкому)

В следующую среднюю стадию из сульфатных растворов происходит осаждение карбонатов, оксидов, гидрооксидов, фосфатов, арсенатов и т.д. Продолжается выщелачивание и окисление первичных минералов.

обогащения, вплоть до сгущения, нейтрализации, сорбционного цианирования и анализа хвостов цианирования.

Для подготовки образцов твердой фазы к проведению спектрального анализа были выполнены следующие подготовительные мероприятия. Твердый остаток после фильтрации и отделения жидкой фазы был обработан концентрированной азотной кислотой при температуре 60 °С и просушен в сушильном шкафу в течение 4 ч.

Далее сухой фильтрат был подвергнут щелочной обработке в насыщенном растворе КОН при температуре 60 °С и высушен в сушильном шкафу в течение 4 ч. Полученный твердый остаток был подвергнут обжигу в муфельной печи при температуре 450 °С. Анализ жидкой фазы образцов выполнен методами жидкостной хроматографии, твердой фазы - рентгеноструктурным спектральным анализом на приборе ICP-MS-7500.

Полученные результаты и их обсуждение.

Весьма значительное количество известных в настоящее время минералов имеет важное практическое значение как минеральное сырье (при условии, конечно, если скопления их в определенных участках, называемых месторождениями полезных ископаемых, обладают промышленным содержанием и запасами, достаточными для обеспечения предприятия по разработке месторождения). Некоторые минералы, в особенности рудные содержат в своем составе те или иные ценные для промышленности металлы (железо, марганец, медь, свинец, цинк, олово, вольфрам, молибден и др.), извлекаемые при металлургической обработке руд. В других типах минералов могут находиться благородные металлы. Чаще всего, отмечается сочетание 12-15 химических элементов, которые входят в состав всех известных минералов.

Из табл. 1 видно, что все месторождения полезных ископаемых состоят преимущественно из трех типов минералов, к которым относятся породообразующие, акцессорные и рудные минералы.

лы в убывающем количественном порядке – кварц, альбит, кальцит, мусковит, анкерит, пирит и халькопирит (рис.2) [5].

При гравитационном и флотационном обогащении, в концентрат переходит не только планируемый для извлечения элемент, но и большое количество породообразующих минералов, часть из которых может полностью раствориться в сернокислой среде, остальная часть имеет склонность растворяться частично, есть также минералы, не растворимые в любых средах в течение длительного времени.

Академик А.Е. Ферсман описывает окружающую нас среду, состоящую на девяносто девять процентов только из двенадцати-двадцати химических элементов, и соединяя различным образом эти элементы между собой, мы получаем все разнообразие минералов. Наиболее важными являются по степени убывания: железо, кислород, магний, никель, сера, кальций, алюминий, натрий, марганец, калий, углерод, водород, фосфор и кобальт. Одни и те же химические элементы составляют ее основу, двенадцать – двадцать химических элементов как бы оказываются главными, а среди них первое место занимают железо, кремний, магний и газы – водород и кислород [6].

При анализе образцов сульфидных руд, отобранных на различных стадиях переработки, обнаружено максимальное количественное изменение 26 химических элементов, которые в наибольшей степени были подвержены растворению и отмечены в жидкой фазе изученных образцов (табл. 2). Прав был академик А.Е. Ферсман, когда он говорил об основных элементах, составляющих все минералы. В нашем случае, речь идет о включении дополнительного фактора, увеличивающего скорость превращения 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. В

табл. 2 отмечены 6 основных химических элементов (с 1 по 6), имеющие наиболее высокое содержание (выраженное в %) в составе сульфидных минералов – мусковита, анкерита, пирита и халькопирита. Из породообразующих минералов в убывающем порядке отмечено наличие кварца, альбита и кальцита (рис.2). Эти химические элементы, представлены в порядке убывания - Si, Ca, Na, K, Fe и P, входят в состав всех известных типов руд – породообразующих, акцессорных и рудных минералов. К этим элементам следует добавить серу S и углерод C, которые поддаются воздействию микроорганизмов и количество которых в составе сульфидных руд достаточно высоко, особенно после создания для них оптимальных процессов, поддерживающих их жизнедеятельность. Содержание кремния в классификаторе составляет 0,37 %. При бактериальном выщелачивании в содержание Si несколько увеличивается и варьирует в пределах от 0,388 до 0,406 %.

Таблица 1
Минеральный состав сульфидных руд

Породообразующие минералы	Содержание, %	Акцессорные минералы	Содержание, %	Рудные минералы	Содержание, %
Кварц и полевые шпаты	22-57	Рутил Ильменит	0,2-0,7 0,02	Пирит Арсенопирит	3,0-9,0 0,1-1,5
Гидрослюда, каолинит, диккит, биотит	25-60	Магнетит	-«-	Антимонит	3
Анкерит, олигонит, сидерит, кальцит	2-17	Циркон Турмалин	-«- -«-	Сфалерит Блеклые руды	0,01 -«-
Угlistое вещество	0,02-0,2	Муассонит	-«-	Пирротин	-«-
Барит	0,05-0,2	Гранаты	-«-	Буланжерит	-«-
		Апатит	-«-	Халькопирит	Ед.зерна
		Оливин	-«-	Галенит	-«-
				Фрейсбергит	-«-
				Золото	-«-

Основную массу представляют собой породообразующие минералы, из которых гидрослюда, каолинит, диккит и анкерит составляют 25-60 % всей массы. На втором месте по весовому содержанию составляют кварц и полевые шпаты, составляющие 22-57 % массы руды.

Минералы, содержащие ценные металлы, представлены третьей группой породообразующих минералов – рудных. К ним относятся сульфидные минералы - пирит, арсенопирит, антимонит, сфалерит, пирротин, блеклые руды, халькопирит, буланжерит, галенит, фрейсбергит и др. Их содержание в составе руды занимает от 0,1 до 3 и 9 %. Если в руде имеется самородное золото, то оно может быть представлено единичными зернами.

При рентгеноструктурном анализе твердой фазы руды были обнаружены следующие минера-

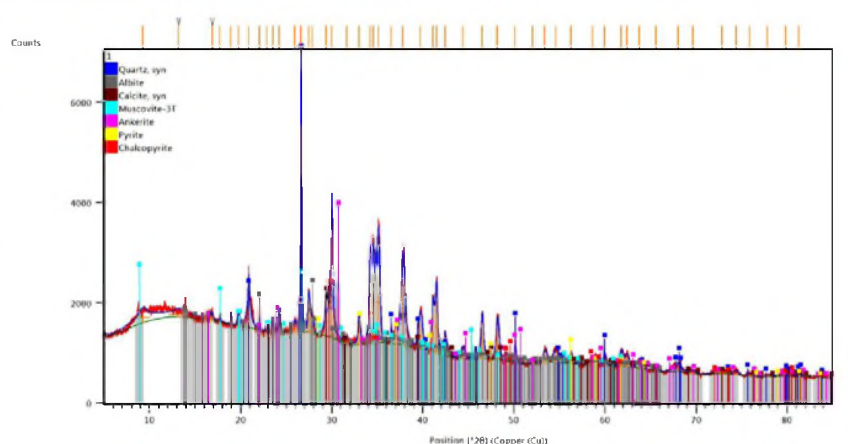


Рис. 2. Характер проявления минералов в руде при рентгеноструктурном анализе

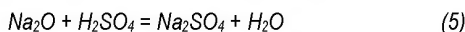
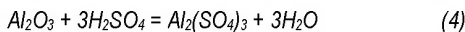
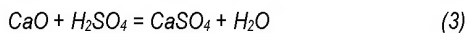
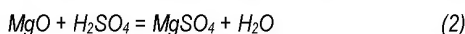
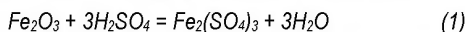
Таблица 2

Степень растворимости химических элементов в жидкой фазе образцов сульфидов (mg/l)

Состав среды	Растворенные элементы в составе сульфидных минералов								
	Na,%	Si,%	P,%	K,%	Ca,%	Fe,%	Li	Mg	Al
Нейтральная, pH - 7,8	0,095	0,37	0,019	0,061	0,16	0,02	1397,3	73143,8	13973,2
Концентрат	0,092	0,374	0,02	0,057	0,22	0,02	1395,2	76411,2	14607,4
Сернокислая, pH - 1,5,96 часов	0,0009	0,406	0,026	0,052	0,309	4,157	2114,7	1603438,5	667836,1
Декантация, pH - 4,5	0,0005	0,322	0,019	0,046	0,267	0,137	1636,7	852911,23	20165,2
Защелачив., pH - 11,5	0,0091	0,388	0,019	0,053	0,273	0,043	1392,3	22897,0	16939,7
Хвосты цианирования, pH - 9,5	0,0021	0,383	0,043	0,104	0,309	0,025	1457,6	41118,1	24699,5

Разложение алюмосиликатов сопровождается переходом в раствор целого ряда элементов, в том числе кремния, алюминия, урана, бериллия и др. Вышеуказанные элементы, способные максимально растворяться под воздействием микроорганизмов, по всей видимости, являются основными источниками формообразовательных и миграционных процессов в месторождениях сульфидных руд.

Возможно, не перешедшие ранее в раствор формы кремния в присутствии микроорганизмов в кислой среде дополнительно выщелачивались из породообразующих минералов - форстерита $Mg[SiO_4]$, фаялита $Fe_2[SiO_4]$, анортита $Ca[Al_2Si_2O_8]$, альбита $Na[AlSi_3O_8]$, кварца SiO_2 или полевого шпата $K[AlSi_3O_8]$ и серпентина - $Mg_3[Si_2O_5](OH)_4$. Образовавшиеся в сернокислой среде галогениды кремния могут легко гидролизироваться водой, а также растворами щелочей.



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 %.

В концентрате количество ионов кальция увеличивается до 0,22 %, а в сернокислой среде его количество увеличившись максимально, варьирует от 0,288 до 0,309 %, а на декантации представлен в количестве 0,267 и 0,23 %. 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. 3).

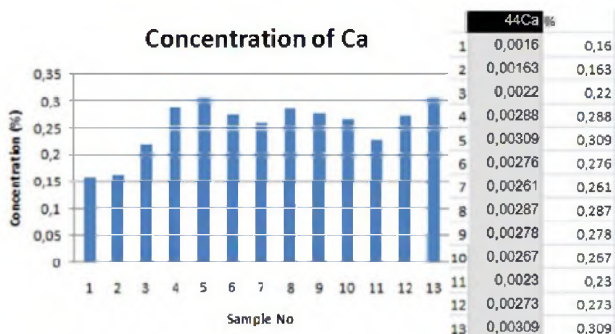


Рис. 3. Поведение ионов кальция на разных стадиях выщелачивания

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 . В концентрате их количество существенно не меняется. В сернокислой среде 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, также был добавлен в реактора 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 составе питательной смеси могут активно усваиваться бактериями (рис. 4).

Интересным моментом из диаграмм выявлено увеличение содержания натрия в хвостах цианирования. Также существенно увеличивается количество калия в них. Возможно, цианиды привели к растворению уже вторично появившихся и находящихся в осадке солей натрия и калия.

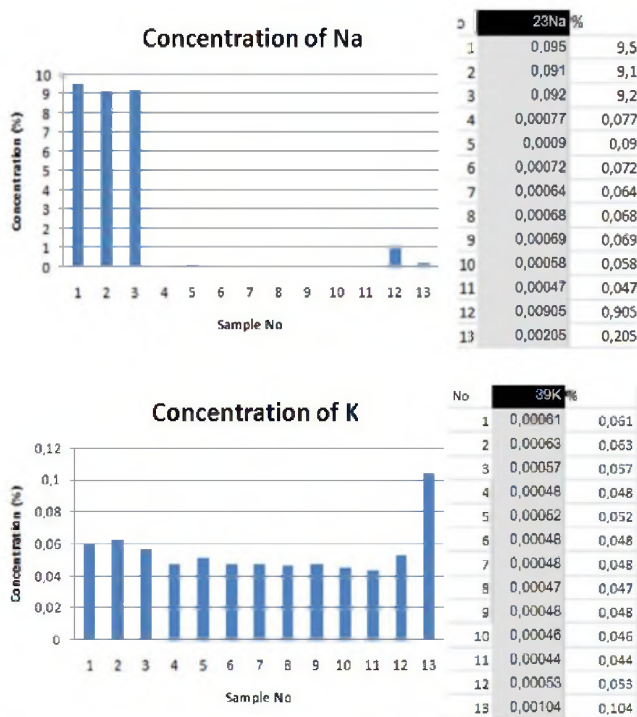


Рис. 4. Поведение ионов натрия и калия в процессе выщелачивания

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. 5). Химический состав: 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. Содержание последних элементов обусловлено наличием механических примесей в виде мельчайших включений посторонних минералов, иногда в тонкодисперсном состоянии.

В этих случаях мы имеем дело по существу с твердыми псевдорострами - кристаллозолями [7].

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.5).

В процессе бактериального выщелачивания двухвалентное железо, образуя гидроокиси также может выпадать в осадок. Сульфидная сера пирита окисляется до сульфатной, а закисное железо до окисного и образуются два продукта: сернокислое окисное железо и серная кислота.

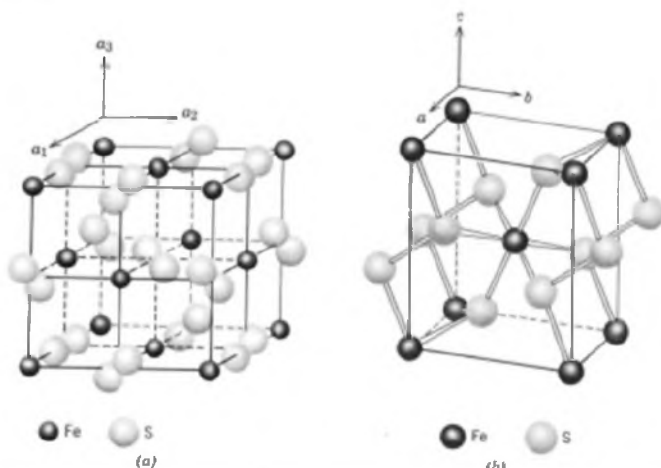


Рис. 5. Кристаллическая структура пирита с черными (железо) и светлыми (сера) сферами

Сернокислое окисное железо химически окисляет пирит с образованием сульфата закисного железа и элементарной серы. Закисное железо вновь окисляется бактериями до окисного, которое может расходоваться как окислитель пирита.

Ведущая роль в осуществлении рассмотренных превращений принадлежит тионовым бактериям - *A. ferrooxidans*, окисляющим сульфиды и закисное железо, *A. thiooxidans* - окисляющим элементарную серу.

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

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

Бактерии *A. ferrooxidans* способны ускорять 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 [8].

Количественный анализ присутствия ионов железа показал варьирование его количества в жидкой фазе в процентном отношении с

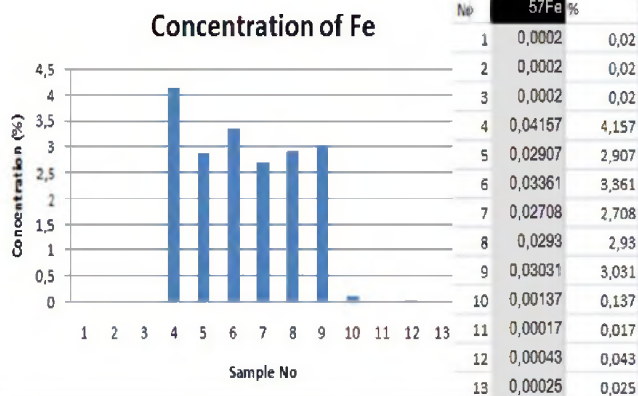


Рис. 6. Поведение ионов железа в процессе бактериального выщелачивания

большим размахом, особенно в реакторах окисления - от 0,02 до 0,04 % (рис. 6).

Остатки гидроокиси железа на стадии защелачивания в количестве от 7 до 9 г/л участвуя в реакциях с цианатом натрия связывают некоторое количество его и образуя ферроцианид, уменьшают активность цианидов. Продемонстрированные подходы при изучении бактериального выщелачивания сульфидных минералов дают некоторое представление о характере этих взаимодействий; вместе с тем они показывают, что бактериальное выщелачивание металлов - весьма сложный и в теоретическом плане пока недостаточно разработанный процесс.

В общем случае необходимо рассматривать систему руда (минерал) - водная (и газовая) среда - микроорганизм одновременно с позиций биохимии и физико-химии с учетом определяющих факторов процесса.

Наиболее интенсивно процессы разрушения пород полезных месторождений происходят при большой активности микроорганизмов, тогда как более поздние изменения связаны в основном с небиологическими процессами окисления-восстановления.

В биологическом круговороте наряду с живыми организмами участвует важнейший компонент всех биосферных систем - вода, которая является главным носителем энергии. Вода также определяет классы водной миграции (кислый, сернокислый, глеевый и др.), кислотность, зональность биосферных систем, смену кислотных горизонтов щелочными, что и обуславливает их единство. Так, кислотную обстановку в биосфере создают углерод (угольная) и органические кислоты, сера (H_2S , H_2SO_4), локально хлор (HCl) и фтор (HF) [8].

Наиболее ярким проявлением в этом круговороте элементов играют аэробные ацидофильные тионовые микроорганизмы, которые в этой геологической нише заняли достойное место и играют ведущую роль в концентрации и рассеивании элементов. Из табл. 3 видно, что в составе руды и концентрата присутствуют в основном однотипные породообразующие и рудные минералы. В сернокислой среде, в присутствии микроорганизмов при активной подаче кислорода происходит образование новых минералов за счёт рассеивания элементов и их сборки в новом качестве.

Образовавшиеся новые минералы остаются неизменными при изменении pH среды и добавлении цианидов. Только при воздействии сильнейшего высокотемпературного фактором, отмечено появление характерных для вулканических пород минералов.

Основания и сильные основания - щелочи (*Na*, *K*, *Ca*, *Mg*), кларк которых значительно выше кислотных компонентов, при взаимодействии кислых вод с горными породами нейтрализуют кислоты. Кислая среда верхних горизонтов (или менее щелочная) сменяется щелочной (или менее кислой) нижних горизонтов, обуславливая зональность.

Таким образом, в биосферных системах наблюдается окислительно-восстановительная и кислотно-щелочная зональность с преобладающим доминированием кислотной. Полученные результаты показали, что, по всей видимости, в естественной среде геологическая эволюция минералов происходила именно при кислотном доминировании

Таблица 3

Рентгеноструктурный анализ образцов сульфидных руд в процессе бактериального выщелачивания

№	Наименование образцов	Наименование минералов
1	Нейтральная, pH – 7,8	Кварц, альбит, кальцит, мусковит, анкерит, пирит, халькопирит (арсенопирит)
2	Концентрат	То же, что и в руде.
3	Сернокислая, pH - 1,5, 96 часов	Альбит $Na[AlSi_3O_8]$, анортит $Ca[Al_2Si_2O_8]$, пирит, фенгит, янсит ($CaMnMn$), тодорokit, вашигит, кварц, ортоклаз $K[AlSi_3O_8]$.
4	Декантация, pH – 4,5	То же, что и в сернокислой среде.
5	Защелачивание, pH - 11,5	То же, что и в сернокислой среде.
6	Хвосты цианирования, pH – 9,5	То же, что и в сернокислой среде.
7	Огарок хвостов цианирования.	Кварц, гематит Fe_2O_3 , берлинит, кальцит, анальбит, кремнеалюминиевый фосфат, мусковит.

биокосных систем в месторождениях полезных ископаемых, где в максимальной степени может происходить минералообразование. Щелочное пусть даже долговременное доминирование в биокосных системах не дает столь высокой степени изменчивости и в меньшей степени влияет на миграционные и минералообразующие свойства элементов.

Из табл. 3 видно, что если в составе сульфидных руд и концентратах присутствуют одни и те же породообразующие минералы – кварц, альбит, кальцит, а из рудных – мусковит, анкерит, пирит, халькопирит и арсенопирит, то в сернокислой среде с участием тионовых микроорганизмов, добавляются новые минералы – анортит, фенгит, янсит, тодорokit и вашигит. Характеристики этих новых минералов и их химическая структура при их поиске в интернете не дали положительных результатов.

Обжиг сульфидных руд также вызвал появление новых минералов – гематита, берлинита, анальбита и кремнеалюминиевого фосфата. Таким образом, искусственное появление резких экстремальных факторов, таких, как биокосная сернокислая среда, а также обжиг привели к минералообразованию.

Тионовые микроорганизмы в естественных условиях, в течение длительного геологического времени своими органическими выделениями - метаболитами, выраженными различными типами органических соединений способствуют появлению биокосной материи и создают для себя оптимальную среду обитания.

Данное эволюционно закрепившееся биохимическое свойство, в искусственно созданных производственных условиях может активизироваться в чрезвычайно больших масштабах и по всей видимости копируют в целом эволюцию сульфидных минералов в ускоренном виде, тогда как в естественных условиях данные процессы протекали бы в течение миллионов лет.

Таким образом, как видно из вышеизложенного, микробиологическое выщелачивание элементов происходит при участии микроорганизмов в химических превращениях окислительно-восстановительного характера. Осуществляемые микроорганизмами окислительно-восстановительные реакции жизненно важны для них и чаще всего имеют энергетическое значение. Атомы в составе минералов (или водной среды), находящиеся в своих низших валентностях, представляют собой потенциальные субстраты для бактерий - т.е. при их бактериальном окислении выделяется определенное количество энергии, которая необходима бактериям для многообразных энергопотребляющих процессов: транспортировки питательных веществ, биосинтеза органических соединений протоплазмы и т.д. Основные шесть элементов, способные максимально растворяться под воздействием микроорганизмов, по всей видимости, являются основными источниками формообразовательных и миграционных процессов в месторождениях сульфидных руд.

Увеличение в составе руды количества коллоидных видов глинистых или легко разрушающихся минералов, которые соединяясь с метаболитами микроорганизмов взаимодействуют в системе микроорганизм-среда-минерал, способствуют образованию новых видов минералов. Наличие железосодержащих минералов, легко растворимых в сернокислых растворах, например, лимонита, которые обеспечивают поступление в выщелачивающий раствор ионов железа, по-видимому, также обусловлено действием микроорганизмов на минералы. В естественной среде геологическая эволюция минералов происходила именно при кислотном доминировании биокосных систем в месторождениях полезных ископаемых, где в максимальной степени может происходить минералообразование.

С эволюционной точки зрения, кислая среда приводит к переходу в растворенное состояние катионных элементов, которые попадая в щелочную среду, переходят в осадок, что способствует появлению новых видов минералов.

Библиографический список:

1. Родыгина В.Г. Курс геохимии. Томск 2006. 294 с.
2. Гаврусевич Б.А. Курс общей геохимии. Изд-во «Недра». М. 1968. 169 с.
3. Бадалов С.Т. Геохимические особенности рудообразующих систем. Инст. Геологии и геофизики АН РУз. Т.: Изд-во «Фан». 1991. 140 с.
4. Перельман А.И. Геохимия. М. Высшая школа. 1989. 528 с.
5. Санакулов К.С., Эргашев У.А. Теория и практика освоения переработки золотосодержащих упорных руд Кызылкумов. ГП НИИМР. Ташкент. 2014. 296 с.
6. Ферсман А.Е. Очерки по минералогии и геохимии. Изд-во «Наука». 1977. 193 с.
7. Интернет пирит.
8. Адамов Э.В., Панин В.В. Биотехнология металлов. МИСус. Курс лекций. 1986 г. 157 с.

ПЕРЕРАБОТКА В ЦЕХЕ ГОТОВОЙ ПРОДУКЦИИ ГМЗ-2 ЗОЛОТО-СЕРЕБРЯННОГО СПЛАВА С ВЫСОКИМ СОДЕРЖАНИЕМ ПРИМЕСЕЙ

Уш бу мақолада олтин, кумуш таркибли қоришманинг шох ароғи ёрдамида электрохимёвий жараёнида аффинаж қилиш мобайнида зарарли қўшимча (кумуш, қўргошин) ни таъсир қилиши тахлил этилган. Майда технологик жараёнлар ёрдамида (олтин ва кумуш) қоришмасидан олинган майда доналарни нитратли ишқор муҳитида қайта ишлаш чизмаси таклиф этилади. Бу усулнинг қулайлиги ва самарадорлиги кўрсатилган.

Таянч иборалар: олтин, кумуш таркибли қоришма, технологик жараёнлар, нитратли ишқор муҳит, аффинаж қилиш.

The article describes the effect of admixture of metals (silver, lead) in gold-silver alloys on the process of electrochemical refining of tsar's-vodka electrolytes. The scheme of gold-silver alloys processing is assumed by nitrate leaching of granules under the specified process conditions which indicates the effectiveness and benefits of this method.

Key words: electrochemical refining, gold, influence of impurities, smelting, granulation, nitrate acid buildup.

Адизов Л.А.,
директор ГМЗ-2,
ЦРУ ГП НГМК



Субботин А.В.,
начальник цеха готовой
продукции ГМЗ-2,
ЦРУ ГП НГМК



За годы независимости Республики Узбекистан в рамках социально-экономических реформ, при постоянной поддержке Президента Республики Узбекистан, по ГП НГМК осуществлена крупномасштабная программа модернизации, технического и технологического перевооружения производств, запуск новых и расширение существующих мощностей, реализованы многочисленные проекты.

Гидрометаллургический завод № 2 является одним из крупнейших в мире Гидрометаллургических заводов по переработке золотосодержащей руды и выпуску аффинажного золота. На заводе осуществляется полный цикл переработки руды - от дробления исходной руды до получения готовой продукции в виде слитков золота высшей пробы. За счёт проводимого на постоянной основе комплекса мер по совершенствованию технологических процессов годовая производительность завода (рис.1) по переработке руды выросла по сравнению с 1991 годом в 2 раза.

На заводе применяется схема аффинажа золота, позволяющая выпускать продукцию, в виде слитков с гарантированной чистотой, не менее 999,9, что соответствует стандарту «London good delivery», принятым Лондонской Ассоциацией Рынка драгоценных металлов (LBMA). [1]

Цех готовой продукции как отдельное подразделение Гидрометаллургического завода № 2 появился спустя 10 лет после пуска завода.

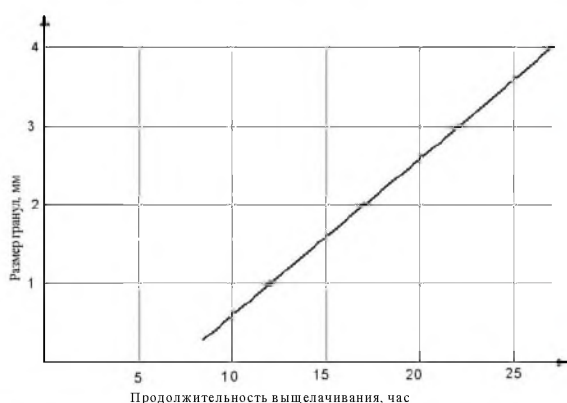


Рис. 1. Время растворения в зависимости от размера гранул при азотно-кислом выщелачивании сплава

В 1979 году отделение готовой продукции было отделено от Цеха сорбции и регенерации, и обосновано в новом отдельном корпусе.

На всех этапах своего развития цех с честью справляется с поставленными перед ним задачами. Коллективу цеха готовой продукции всегда присущ постоянный поиск в совершенствовании технологических процессов. За период своей деятельности цехом готовой продукции внедрена в 1972 году технология получения металлического серебра чистотой 99,99 %, а в 1980 году освоена технология получения палладия в порошке чистотой 99,9 %.

В данное время ведутся пуско-наладочные работы по запуску современного высокотехнологичного комплекса по производству мерных слитков из драгоценных металлов (золото и серебро) на базе действующего цеха готовой продукции. В 2019 году планируется запуск отделения по выпуску серебра в целях увеличения производительности готовой продукции.

Руководство НГМК по достоинству оценивает вклад трудящихся цеха в экономический потенциал государства. Многие работники цеха награждены орденами и медалями.

В структуру ГП НГМК введены новые объекты – ГМЗ-3, 4, 5, Цех кучного выщелачивания золота. Полуфабрикаты выпускаемые данными предприятиями перерабатываются в цехе готовой продукции ГМЗ-2. В связи с увеличением производства, возникли проблемы с переработкой примесей в поступающих полупродуктах.



Рис. 2. Схема переработки золото-серебряного сплава

Основной проблемой электрохимического аффинажа золото-серебряных сплавов в царсководочных электролитах является электропассивация анодов образующейся пленкой хлорида серебра, которая при содержании > 12 % серебра в анодном металле нарушает процесс электролиза.

При использовании в качестве анодного металла низкосортных сплавов (при содержании 60-75 % Au и 25-30 % Ag) образуется значительное количество анодного шлама, который препятствует доступу реагентов к аноду. Еще более электроотрицателен свинец. Растворяясь на аноде в первую очередь, он остается в электролите в концентрациях, которые допускают растворимость его хлористых солей [2-4]. Если электролит у анода насыщен хлористыми солями свинца, то свинец может образовать на аноде пленку твердой соли, которая будет отлагаться совместно с хлоридом серебра и вызывать пассивность анода [5-6]. Присутствие в сплаве свинца также отрицательно влияет на растворение анодов. При насыщении электролита хлоридом свинца (PbCl₂) на аноде образуется пленка этой соли, которая вместе с хлоридом серебра при содержании в сплаве 12 % Ag и >2 % Pb полностью пассивирует анод, шламобразование прекращается.

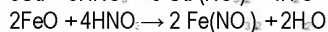
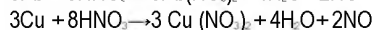
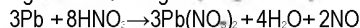
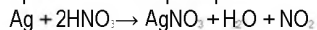
Для снижения содержания примесей в черновом металле предлагается процесс грануляции золотосодержащего сплава с дальнейшей обработкой в азотной кислоте. Технологическая схема включает три операции: плавку, грануляцию золото-серебряного сплава, азотнокислотное выщелачивание гранул.

Гранулы выливаются размером 1 мм. Зависимость времени растворения серебра от размера гранул приведена на рис. 1.

Перед выливкой в гранулы в золотосеребряный сплав добавляется медь 20-40 % от массы серебра. При растворении меди в азотной кислоте появляется доступ реагента к раскрывающейся поверхности золота, а выделяющиеся оксиды азота способствуют разрыхлению и уменьшению образующейся пленки твердого продукта. В результате процесса серебро и примеси металлов (медь, свинец и другие) переходят в раствор, а золото остается в осадке.

Процесс азотнокислотного выщелачивания золото-серебряного сплава ведется в азотной кислоте 50-55 % концентрации, при отношении Ж:Т 5-8:1, при температуре 70-80 °С. Продолжительность выщелачивания – 12-20 часов. Процесс ведется в реакторе с титанового сплава, с постоянным механическим перемешиванием.

Во время процесса азотнокислотного выщелачивания протекают следующие химические реакции:



Извлечение серебра в раствор составляет 70-90 %, а свинца и других примесей свыше 90 %.

Процесс контролируют по динамике концентрации примесей в растворе.

По окончании процесса раствор обогащенный серебром откачивается и осаждается соляной кислотой с получением хлористого серебра. Твердый осадок подвергается плавке и отшлаковывается с помощью флюсов (сода кальцинированная, бура техническая). Полученный сплав с незначительным содержанием примесей выдается в анодный металл для дальнейшей переработки электрохимическим способом (электролизом). Схема переработки золото-серебряного сплава приведена на рис. 2.

Процесс выщелачивания в азотной кислоте гранул золото-серебряного сплава позволяет:

- перерабатывать золото-серебряный сплав с содержанием до 60 % серебра и свинца;

- сократить число технологических операций в процессе аффинажа золота и тем самым сократить время задержки вовлечения металла в последующие операции аффинажа;

- сократить или исключить полностью использование оборотного золота;

- снизить количество технологических продуктов незавершенного производства;

- исключить ресурсы (материальные, энергетические, трудовые) затраченные при переработке полупродуктов при электрохимическом аффинаже;

- исключить заражение раствора электролита примесями металлов.

Преимущества данного способа переработки сплава металла:

- малый объем технологических растворов;

- простота аппаратного оформления – весь процесс идет в одном титановом реакторе.

Библиографический список:

1. Санакулов К.С. «НГМК – лидер горнодобывающей отрасли Узбекистана» Горный вестник Узбекистана №4 2018г. С. 8-13.
2. Карпунин А.И. Кислотно-солевой аффинаж золота и серебра. – Иркутск. 2003. С. 58-138.
3. Кузванов А.Ф. Совершенствование электрохимического аффинажа золота в царсководочном электролите // Цветные металлы. – 2009. - №6. – С. 61-62.
4. Хабаши Ф. Основы прикладной металлургии. Том 2. – Москва. 1975. С. 41-42
5. Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов. – Москва «Металлургия» 1987 г. 432 с.
6. Быховский Ю.А. и др. Основы металлургии 5-том. – Москва «Металлургия» 1968 г. 630 с.

УВЕЛИЧЕНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ ОТДЕЛЕНИЯ СОРБЦИИ ЗА СЧЕТ ПЕРЕРАСПРЕДЕЛЕНИЯ НАГРУЗКИ ПУЛЬПЫ НА ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ ЦЕПОЧКИ

Қимматбаҳо металлларни рудалардан сорбцион усулида олиш гидрометаллургия жараёнининг муҳим таркибий қисмларидан бири ҳисобланади. Қўшимча 13-технологик занжирни ишга тушириш 2-ГМЗ нинг сорбция ва регенерация бўлимида янада кўпроқ миқдодаги рудани капитал қўйилмаларни киритмаган ҳолда технологияда қайта ишлаш имконини беради.

Таянч иборалар: олтин, сорбция, цианлаш, технологик занжир, пачук, гидрометаллургия жараёни, ион алмашинуви қатрони.

The sorption extraction of noble metals from ores is one of the important components of a hydrometallurgical process.

Entering an additional 13th technological chain makes it possible to ensure the processing of the increased amount of ore processed at the technological level of the sorption department of the sorption and regeneration plant of GMP-2 without a definite investment

Key words: gold, sorption, cyanidation, technological chain, spider, hydrometallurgical process, ion exchange resin.

Мустакимов О.М.,
директор ЦРУ НГМК



Адизов Л.А.,
директор ГМЗ-2
ЦРУ НГМК



Полванов С.К.,
начальник цеха сорбции и
регенерации ГМЗ-2
ЦРУ НГМК



Гидрометаллургический процесс заключается в извлечении (выщелачивании) металлов из руд, концентратов, производственных полупродуктов и отходов при их обработке водными растворами химических реагентов с последующим выделением из раствора металла или его химического соединения [1].

Установка дополнительных концентрационных столов в закрытом отделении гравитации дала прирост золота на переделе гравитации, что способствовала снижению концентрации золота в исходном питании сорбции. Данное изменение дало возможность снизить степень сорбции на одну единицу, т.е. уменьшить количество пачуков в каждой технологической цепочки отделения сорбции и переобвязать в дополнительную 13-ю технологическую цепочку.

Сорбционное извлечение благородных металлов из руд является одним из важных составляющих гидрометаллургического процесса.

Сорбционное выщелачивание проводят в непрерывном режиме в каскаде из нескольких последовательно соединенных аппаратов при противоточном движении пульпы и ионита. Пульпу подают в первый аппарат и выводят из последнего. Свежий (регенерированный) анионит загружают в последний (по ходу движения пульпы) аппарат, насыщенную золотом смолу выводят из первого. Для разделения смолы и пульпы каждый аппарат оборудован специальным сетчатым дренажем. Использование противоточного движения смолы и пульпы позволяет получать максимально насыщенную золотом смолу при минимальных потерях растворенного золота с отвальной пульпой [2].

При прочих равных условиях емкость анионита тем больше, чем выше концентрация золота в жидкой фазе пульпы. Поэтому перед выводом насыщенного анионита на регенерацию он должен контактировать с цианистой пульпой, жидкая фаза которой имеет достаточно высокую концентрацию золота. Это достигается тем, что золотосодержащую руду перед сорбционным выщелачиванием подвергают предварительному цианированию без ионита для частичного перевода золота в раствор. Полученную пульпу подают на сорбционное выщелачивание, где происходит дорастворение золота и его сорбция из пульпы.

Сорбция из пульпы позволяет устранить из технологической схемы золотоизвлекающей фабрики громоздкую и дорогостоящую операцию фильтрации и промывки пульпы после цианирования, что является одним из важнейших достоинств этого метода. Другое достоинство состоит в том, что во многих случаях он обеспечивает значительно более высокое извлечение золота. Это связано с тем, что введение ионита в цианируемую пульпу резко снижает концентрацию золота в

растворе и, следовательно, сорбцию его природными сорбентами (углистыми веществами, тончайшими частицами глинистых минералов), часто присутствующими в золотосодержащих рудах.

Со временем запасы богатых руд постепенно сокращаются и в обработку начинают вовлекаться руды с более низким содержанием целевого металла, что требует увеличения масштабов переработки горнорудного сырья путем расширения фронта мощностей.

Ввод дополнительной 13-й технологической цепочки дает возможность обеспечить переработку возросшего количества перерабатываемой руды на технологических переделах отделения сорбции цеха сорбции и регенерации ГМЗ-2 без определенного капиталовложения.

При сорбции из пульпы в сорбционных пачуках существует определенная зависимость между тремя составляющими: размером твердой частицы измельченной руды, размером ячейки сетки разделительного дренажа и крупностью зерен смолы. Она обусловлена тем, что сетчатый дренаж должен обеспечить отделение смолы не только от пульпы, но и от составляющей ее твердой фазы [3].

К настоящему времени на ГМЗ-2 в отделении сорбции цеха сорбции и регенерации в аппаратурном оформлении технологической схемы имеются 36 пачуков выщелачивания и 144 пачуков сорбции.

Ограниченность пропускной способности дренажных устройств сорбционных пачуков отделения сорбции показала, что максимальная производительность существующего отделения сорбции ГМЗ-2 составляет до 6000 м³/ч пульпы, при этом распределение потока пульпы

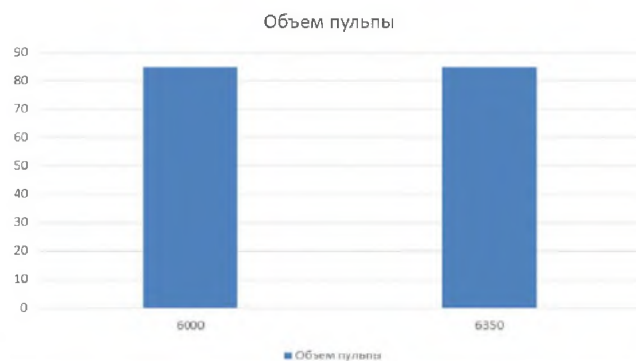


Рис.1. График зависимости извлечения золота от объема перерабатываемой пульпы при вводе дополнительной 13-й технологической цепочки

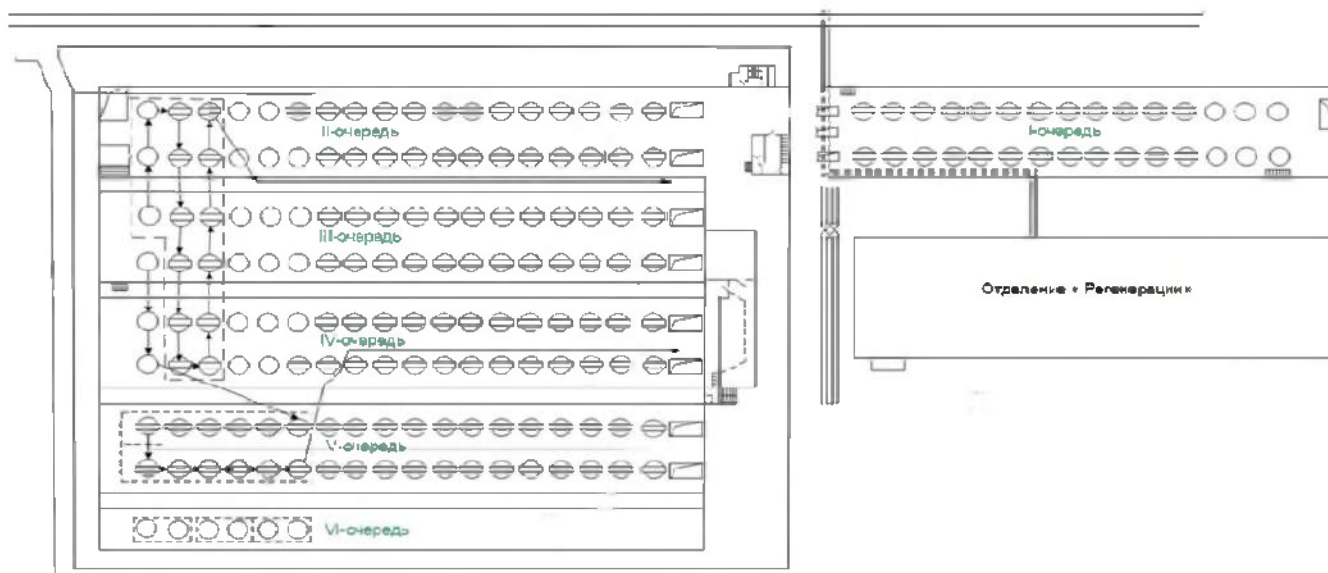


Рис. 2. Существующая схема аппаратного оформления отделения сорбции

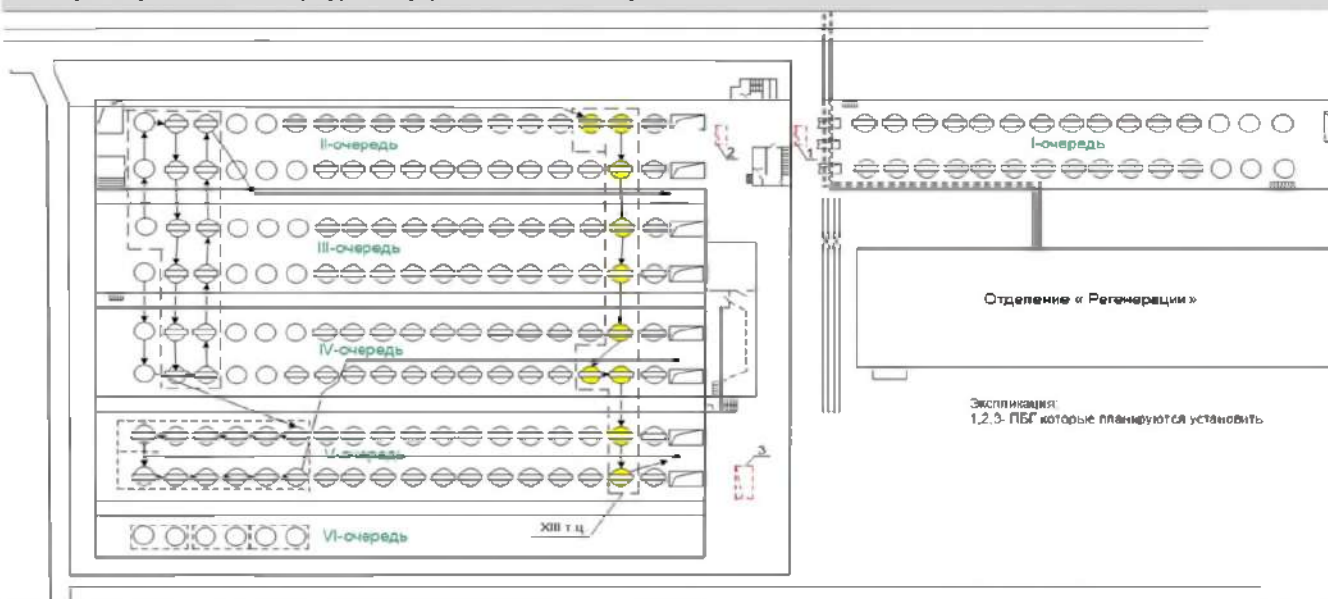


Рис. 3. Предлагаемая схема аппаратного оформления отделения сорбции

на 1 технологическую цепочку составляет 500 м³/ч из существующих 12 технологических цепочек. Это обуславливается во первых: конструктивной характеристикой задействованного оборудования (пачуки), во вторых: от физико-химической характеристики пульпы и концентрации смолы в аппаратах.

Ввиду исполнения мероприятий, направленных на обеспечение стабильного производства и выполнения государственного заказа по сдаче драгоценных металлов, было принято решение создания 13 сорбционной цепочки путем вывода из существующих сорбционных цепочек 3, 4, 5, 6, 7, 8, 10, 11 в количестве 10 сорбционных аппаратов. Что дает возможность увеличения производительности пульпы до 6350 м³/ч (рис.1).

При решении вопроса ввода дополнительной 13-ой технологической цепочки были рассмотрены и учтены все регламентированные характеристики процесса сорбционного выщелачивания:

- выщелачивания золота из пульпы:
 $2Au + 4NaCN + O_2 + 2H_2O = 2NaAu(CN)_2 + 2NaOH + H_2O_2$;
- сорбция золота на ионообменную смолы:
 $R-OH + \{Au(CN)_2\}^- \leftrightarrow R-Au(CN)_2 + OH^-$;
- время сорбционного выщелачивания $T = V \times n \times 0.95 / Q$, час.

Для увеличения времени контакта ионообменной смолы с пульпой (в целях увеличения извлечения) было решено, все 10 аппаратов 13-й технологической цепочки реконструировать под сорбционные пачуки (рис. 2). В отделении сорбции в 2018 г. была изменена технологическая схема сорбционного выщелачивания путем подачи ионообменной смолы с 2-го сорбционных пачуков в 1-е пачуки выщелачивания (рис. 3). Данная схема дала возможность увеличить на 2,5 часа время контакта смолы с пульпой (донасытить) и исключить процесс цианирования.

Библиографический список

- 1.Зеликман А.Н. Теория гидрометаллургических процессов. 1983. 417 с.
- 2.Чугаев Л.В. Металлургия благородных металлов. – Москва «Металлургия» 1987 г. 432 с.
- 3.Волков В.П. Сорбционные процессы действующих производств. 2014. С. 11

КОМПЛЕКСНАЯ ПЕРЕРАБОТКА ДОЛОМИТА



Адылов Д.К.,
старший научный сотрудник-исследователь
Навоийского отделения
АН РУз, к. т. н.



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



Турдалиев У.М.,
старший научный сотрудник-исследователь ИОНХ
АН РУз, к. х. н.



Черниченко Н.И.,
старший научный сотрудник-исследователь
Навоийского отделения
АН РУз.

Навоий вилоятидаги Вауш конида жойлашган доломит намуналари ўрганилди. Доломитнинг физик-кимёвий ҳосалари ва таркиби ўрганилди. Таабий ҳом ашё доломитдан фойдаланиб кимёвий жиҳатдан тоза магний карбонат, магний гидроксид (магния гидрокарбонат) ва кальций карбонат олиш мумкинлиги аниқланди. Доломитни парчалаш усулининг афзаллиги соддалаштирилган технология, энергия тежамкорлиги ва фақат маҳаллий хомашё ва реагентлардан фойдаланиш ҳисобланади. Энг мақбул термик ишлов бериш жараёни ўрганилди. Доломитни парчалаш реакцияси кислотасиз муҳитда олиб борилиб, термик шароитида ўтказилади.

Таянч иборалар: доломит, аммоний тузлари, асосий магний карбонат, кальций карбонат, магний оксиди.

Samples of dolomite from the Vaush deposit of the Navoi region were presented. The physicochemical properties and composition of dolomite were studied in order to obtain chemically pure basic magnesium carbonate, magnesium oxide, calcium carbonate from natural mineral raw materials of dolomite. The advantage of this method of decomposition of dolomites is the simplified technology, energy savings, and the use of only local raw materials and reagents. The optimal processing mode has been established. The research results are presented in tabular form. In this development, the acid decomposition method of dolomite is not used.

Key words: dolomite, ammonium carbonate salts, magnesium carbonate, calcium carbonate, magnesium oxide.

Шарипов Ш.Ф.,
докторант
Навоийского отделения
АН РУз.



В настоящее время оксиды магния и кальция применяются в различных отраслях промышленности: металлургической, строительной, химической, шинной, электротехнической, теплотехнической, пищевой, а также в медицине. Смесь оксидов магния и кальция в определенных пропорциях, это полуфабрикат для производства магния, который в свою очередь находит применение для изготовления материалов в различных отраслях производства. Полученные компоненты и их смеси можно использовать в качестве наполнителей бумаги и пластмасс, минеральных удобрений, получении термостойких изделий, керамики, стекла, фармации, в производстве

огнеупоров и т.д., что является актуальной задачей, направленной на Программу локализации и импортозамещения при экономии энергоресурсов и валютных средств Республики Узбекистан.

В республике до настоящего времени месторождений магнезитовых руд не обнаружено, поэтому разложение доломита позволит решить проблему с получением магнезитов для промышленности Узбекистана и использовать доломит как сырье, который в республике по сей день является наиболее доступным и менее востребованным (рис.1).

На территории Узбекистана имеются разведанные запасы доломита. Дехканабадское месторождения в Кашкадарьинской области.



Рис.1. Доломит Ваушского месторождения Навоийской области



Рис.2. Образец доломита Ваушского месторождения

Таблица 1

Химический состав использованного доломита

Содержание основных компонентов в пересчете на оксиды, % (по массе)									
MgO	CaO	Al ₂ O ₃	SiO ₂	MnO	P ₂ O ₅	K ₂ O	SO ₃	п.п.п.	Сумма
21,03	28,24	0,26	0,19	0,02	0,09	0,12	0,10	49,94	99,99

Таблица 2

Потеря в массе при прокаливании доломита, %

Наименование	Температура, °С										
	400	480	500	580	600	640	680	720	760	800	840
доломит	1,9	5,7	10,1	14,5	28,1	37,2	46,2	46,2	46,4	46,4	46,4
То же +0,5 % Д ₁ добавки	3,4	12,8	20,1	28,6	43,2	45,5	45,5	45,8	46,1	46,2	46,2
То же +1,0 % Д ₁ добавки	5,0	12,2	21,0	26,6	41,2	45,4	45,7	46,1	46,4	46,5	46,6

В Навоийской области месторождения Ваушское, Кетменчи, Навбахор. Так же имеются площади развития доломитовых пород в Ташкентской, Ферганской и Бухарской областях.

Природный доломит представляет собой двойную углекислую соль магния и кальция состава MgCO₃ × CaCO₃. или MgO 21 %, CaO 31 %, CO₂ 45 % и другие.

Теоретический состав доломита: 54,27 % CaCO₃, 45,73 % MgCO₃ или в окислах 30,41 % CaO, 21,87 % MgO и 47,72 % CO₂. Твердость доломита по шкале Мооса 3,5–4,0. Плотность доломита 2850–2950 кг/м³. Доломит чаще всего окрашен в белый, серый, желтый или буроватые цвета вследствие наличия примесей железистых соединений (рис.2).

Иногда доломит имеет вид желтоватой мучнистой рассыпающейся массы, называемой доломитовой мукой или доломитовым песком. Для производства каустического доломита желателно применить сырье с возможно большим содержанием окиси магния [1].

Целью данной научно-исследовательской работы является изучение физико-химических свойств представленных образцов Ваушского месторождения Навоийской области (рис.1,2), разработка технологии получения из доломита гидрокарбоната магния (ГОСТ 6419 - 78) и карбоната кальция. При дальнейшем нагревании получаем оксид магния.

Проведены химические (табл.1-2), рентгенофазные (табл.3 и рис.3) анализы данных образцов.

В результате исследований был выявлен следующий состав использованного доломита.

Предлагаемый способ комплексной переработки доломита включает термическую обработку с добавкой компонента Д₁, измельчение, обработку раствором Д₂, осаждение карбоната кальция, фильтрацию, отделение раствора магниесодержащих солей, термообработку с последующим осаждением основного карбоната магния.

В качестве реагента использован раствор аммонийных солей (Д₂) по ГОСТ 9325 [2].

Анализ доломита, основного карбоната магния, гидроксида магния и оксида магния, карбоната кальция проводили химическим методом согласно ГОСТ 6419; ГОСТ 23260.1, ГОСТ 23260.2, ГОСТ 22688 [3,4,5,6].

По литературным данным известен способ переработки доломита [7], по которому доломит, богатый по содержанию карбоната магния обжигают в специальных печах до полного разложения на оксиды. К полученным оксидам магния и кальция добавляют воду в соотношении 1:67.5 (на 100 кг 6750 л воды). Через полученный раствор пропускают ток углекислого газа до насыщения. Выпавший карбонат кальция отделяют фильтрацией и получают осажденный карбонат кальция. Через раствор пропускают острый пар. При повышении температуры карбонат магния разлагается и образует смесь гидроксида магния и основного карбоната магния. Осадок отфильтровывают.

При осуществлении данного способа необходимы большие энергетические затраты при прокаливании доломита до оксидов (температура

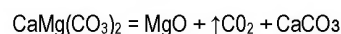
1000-1100 °С) и получении острого пара (выше 180 °С); большой объем раствора, через который пропускают ток углекислого газа (на 100 кг 6750 л воды); углекислый газ в случае выброса может загрязнять атмосферу с образованием парникового эффекта (отрицательно с точки зрения экологии).

Нами разработан и изучен способ комплексной переработки доломита для получения основного карбоната магния, гидроксида магния, оксида магния, химически чистого осажденного карбоната кальция.

На первой стадии переработки доломита нами был получен каустический доломит (MgO + CaCO₃).

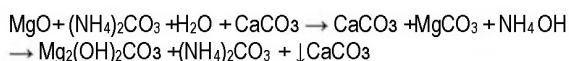
Для получения каустического доломита была изучена потеря в массе образцов доломита при различной температуре без добавки и с добавкой Д₁. Результаты отражены в таблице 2, из которых видно, что добавка в количестве 0,5 % или 1,0 % Д₁ существенно не влияет на потерю в массе, поэтому выбор пал на 0,5 % добавки, а цифра в потере около 24 % свидетельствует, что теряется одна молекула углекислого газа, т.е. идет разложение только магния карбоната. Температура прокалывания доломита для получения каустического доломита установлена в 550-650 °С.

Полученный при прокаливании каустический доломит состоит из смеси карбоната кальция и оксида магния:



Навеску измельченного каустического доломита (со степенью измельчения достаточной для проведения дальнейшей обработки), обрабатывали раствором аммонийных солей (Д₂). При этом соли магния переходят в раствор, а в осадке остается карбонат кальция. Отстаивали полученную смесь до отделения прозрачного слоя, который через бумажный фильтр сливали с осадка в колбу. Осадок при помощи воды также помещали на тот же бумажный фильтр и еще промывали водой до удаления запаха аммиака. Осадок на фильтре является карбонатом кальция. Объединенные фильтраты переносили в фарфоровую выпарительную чашку, а осадок на фильтре высушивали при 100-105 °С (химически чистый осажденный карбонат кальция).

При этом происходят следующие химические превращения:



CaCO₃ остается в осадке, а магниевая соль при этой температуре находится в растворенном виде, так как карбонат магния растворяется в избытке солей аммония, а карбонат кальция не растворяется.

Фильтрат и промывную воду объединяли и переносили в фарфоровую выпарительную чашку, которую нагревали до температуры 60-80 °С, при этом магниевая соль выпадает в осадок в виде основного карбоната магния, представляющего собой аморфный осадок белого цвета, а аммиак удаляется. Нагревание продолжали до получения сухого остатка.

Остаток высушивали при температуре 70-80 °С (основной карбонат магния).

Таблица 3
Данные рентгенофазового анализа образца доломита

Угол - 2θ	Относительная интенсивность пика, %	MgCa(CO ₃) ₂	CaCO ₃
29,502	11	-	-0,077 (100 %)
31,014	100	0,004 (100 %)	0,256 (2 %)
41,207	8	0,012 (19 %)	-
45,016	5	0,013 (10 %)	-
50,627	6	-0,021 (10 %)	-
51,165	7	-0,017(13 %)	-

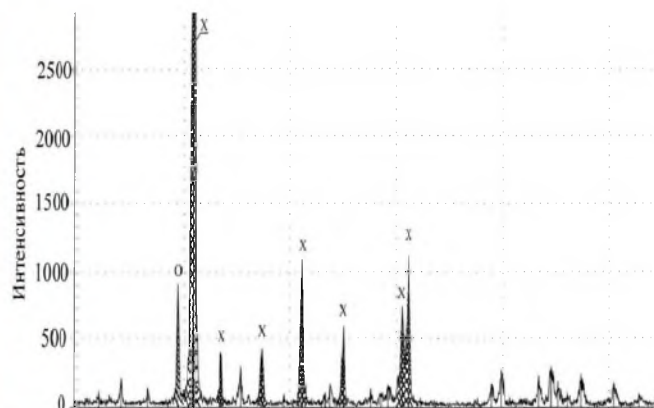
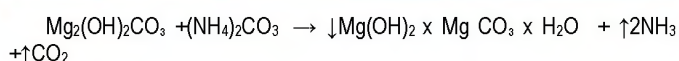


Рис.3. Рентгенофазный анализ образца доломита Ваушского месторождения



Основной карбонат магния прокаливали в муфельной печи при температуре 350-400 °С в течение 1 часа и получили оксид магния.

Для исследования фазового состава, качественных характеристик образцов доломитовой руды был применен метод рентгенофазового анализа (табл.3). Рентгенофазовый анализ проводили на установке RIGAKU Dmax – 2200 в интервале углов 2θ = 22° – 75° при угловой скорости сканирования 1 град/мин. в CuKα – излучении (40 кВ, 30 мА; λ = 1,54056 Å).

Полученные результаты использовались для автоматизированного поиска по базе данных JCPDS.

По данным рентгенофазового анализа образец руды Ваушского месторождения состоит из смеси фаз: основная фаза со структурой

доломита (максимальный пик при 2θ = 31,014°) и дополнительная фаза со структурой карбоната кальция (рис.3).

Используя, вышеприведенные данные химического состава руды определено процентное содержание свободного (не связанного с доломитом) карбоната кальция (CaCO₃=4,9 %).

Таким образом, предложенный нами способ разложения доломитов для получения химически чистых основного карбонат магния, оксид магния, карбонат кальция из природного минерального сырья – доломита, позволят сэкономить энергоресурсы, валютные средства нашей Республики и использовать только местное сырьё и реактивы.

Полученные химически чистые материалы помогут решить вопрос импортозамещения.

Библиографический список:

1. Ю. М. Бутт, М. М. Сычев, В. В. Тимашев. «Химическая технология вяжущих материалов». Москва, «Высшая школа», 1980. С. 54–55.
2. ГОСТ 9325-79. Соли углеаммонийные. Технические условия.
3. ГОСТ 6419-78. Реактивы. Магний углекислый основной водный. Технические условия.
4. ГОСТ 23260,1-78. Мрамор. Метод определения содержания углекислого кальция.
5. ГОСТ 22688-77. Известь строительная. Методы испытаний.
6. ГОСТ 23260,2-78. Мрамор. Метод определения содержания окиси магния и углекислого магния.
7. Шампетье Г., Рабатэ Г. «Химия лаков, красок и пигментов». Том II. Глава XXXII, Издательство: М.: Госхимиздат, 1962, издание 2-е. 516 с.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ЗОЛОТА, МОЛИБДЕНА И РЕНИЯ ИЗ ЗОЛЫ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ «САНГРУНТАУ»



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



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



Рузиев Б.Т.
начальник ГТЛ по урану
ЦНИЛ НГМК



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

Ўтказилган тажриба тадқиқотлар натижасида олтинни гравитация усулида юқори самарали ажратиш олиш имконияти кўрсатилган. Ёнۇвчи сланецлар кули бутанасини куюлтириш асосий кўрсаткичлари ва тезлиги аниқланган, ҳамда ПАА ни куюлтириш жараёнини яхшилашга таъсири ўрганилган. Молибден ва ренийни кучли асосли ва кучсиз асосли анионитлар ёрдамида куюлтиригичнинг юқори оқавасини сорбциялаш жараёни ўрганилган ва кейинги десорбция жараёнидаги молибден ва ренийни туюнган анионитлардан ажратиш олиш кўрсаткичлари аниқланган. Молибден ва рений десорбатлардан экстракция қилиш жараёнини тадқиқот ишлари олиб борилган. Тўйинган экстрактдан қаттиқ фазали реэкстракция усули билан аммоний парамолибдату олинган. Молибден экстракциясининг металлсизлантирилган зритмадан ТОА+ТБФ экстрагент ёрдамида УВСда ренийни экстракциялаш тавсия этилган. Олинган тадқиқот натижаларига кўра ёнۇвчи сланецларнинг кулидан олтин, молибден ва ренийларни ажратиш олиш принципиал технологик схемаси ишлаб чиқарилган.

Таянч иборалар: кул, ёнۇвчи сланецлар, гравитация усули, куюлтириш, сорбция, молибден, рений.

Laboratory studies have shown the possibility of highly efficient extraction of gold by gravity. The main indicators of the thickening of the pulp from the ash of combustible shale, the deposition rate and the effect of PAA to improve the indicators of thickening have been determined. The sorption of molybdenum and rhenium from the thickener's upper discharge was studied using strongly basic and weakly basic anion exchangers and the desorption parameters of molybdenum and rhenium from saturated anion exchangers. Conducted research on the extraction of molybdenum and rhenium from desorbates. Ammonium paramolybdate was obtained from the saturated extract by the method of solid phase stripping. It is recommended to extract rhenium from mother liquors of molybdenum extraction with TOA + TBP extractant in UVS. Based on the obtained experimental data, a process flow diagram for the extraction of gold, molybdenum and rhenium from the ash of combustible shale has been developed.

Key words: ash, oil shale, gravity method, thickening, sorption, molybdenum, rhenium, desorbate, extraction.

В предыдущей статье [1] были приведены данные лабораторных исследований по анализу золы горючих сланцев месторождения Сангрунтау и возможности их обогащения.

В настоящей статье приводятся данные лабораторных исследований по гидрометаллургической переработки золы горючих сланцев с извлечением золота на стадии гравитационного обогащения и молибдена и рения из водных растворов.

Для исследований в ЦНИЛ НГМК были предоставлены Институтом минеральных ресурсов две пробы золы горючих сланцев месторождения Сунгрунтау, полученных при обжиге руды при различных температурах.

Проба № 1 золы получена при обжиге руды при $t = 750$ °С и времени - 3 ч, а проба № 2 – при $t = 650$ °С и времени - 2 ч. Сравнительные результаты по содержанию основных макрокомпонентов в пробах золы горючих сланцев представлены в табл.1, а сравнительные результаты анализа ценных металлов - в табл. 2.

Как видно из результатов табл.1, полнота обжига пробы № 2 заметно меньше, чем пробы № 1. Об этом свидетельствует содержание углерода органического в золе: в пробе № 2 оно в восемь раз больше, чем в пробе № 1. Содержание рения (табл. 2), который также хорошо переходит в газовую фазу при обжиге, в пробе № 2 в 1,8 раза выше, чем в пробе № 1.

В работе [1] было показано, что золото из золы горючих сланцев можно эффективно извлекать гравитационным методом. На пробе № 2 исследования по гравитационному обогащению проводили на лабораторном центробежном концентраторе KNELSON. Результаты опыта представлены в табл.3.

Результаты опыта, полученные на пробе № 2, полностью подтвердили ранее полученные результаты: при гравитационном обогащении золы горючих сланцев золото практически полностью переходит в гравииоконцентрат.

Содержание других ценных металлов в гравииоконцентрате составило, %: молибдена – 0,034; ванадия – 0,12; меди – 0,011; цинка – 0,02; железа – 5,2; кобальта – 0,001; рения – менее 0,6 *г/т*. То есть обогащения по этим ценным компонентам не происходит.

Учитывая, что гравитационное извлечение золота проводили из водной пульпы горючих сланцев с Т:Ж=1:4, была сделана оценка по извлечению молибдена, рения, ванадия и других металлов из золы горючих сланцев при их водном выщелачивании. Результаты опытов по водному выщелачиванию этих металлов из проб золы горючих сланцев приведены в табл.4.

Как видно из результатов табл. 4, молибден и рений достаточно хорошо извлекаются в водную фазу: извлечение молибдена находится на уровне 39 %, а рений извлекается на 33,3 % из пробы № 1 и на 53,4 % из пробы № 2. Остальные рассматриваемые металлы в водную фазу практически не выщелачиваются.

Содержание макрокомпонентов в пробах золы горючих сланцев

Таблица 1

Компонент	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	CaO	MgO	S _{общ}	S _s	S _{общ}	S _{орг}	As
Проба №1, %	56,5	13,4	7,4	0,6	4,7	3,2	1,4	0,4	0,6	0,5	0,09
Проба №2, %	55,1	13,9	5,3	3,2	4,2	3,2	1,8	0,6	4,3	4,2	0,10

Сравнительное содержание ценных металлов в золе горючих сланцев месторождения «Сангрунтау»

Металл	Ед. изм.	Содержание			Примечание (методы в ЦНИЛ)
		По литера-турным данным	Проба № 1	Проба № 2	
Золото	г/т	0-0,2	0,0 – 0,70	0,2	Пробирный метод
Серебро	г/т	2-3	0,0	0,0	
Никель	г/т	300	450	200	
Медь	г/т	300-400	160	110	Метод ААС
Кобальт	г/т	20-70	50	15	
Цинк	г/т	215-225	460	220	
Кадмий	г/т	30-40	35	28	
Уран	г/т	16-85	80	80	Рентгено-спектральный
Молибден	г/т	400-750	810	780	Химический метод
Ванадий	г/т	900-1700	1200	1200	
Рений	г/т	0,3-0,8	0,6	1,1	Рентгено-флуоресцентный
Селен	г/т	10-100	3,0	3,0	
Скандий	г/т	5,6	6,0	5,0	
Иттрий	г/т	20	50	54	
Ниобий	г/т	3-5	5	4	
Марганец	г/т	600	250	540	Метод ААС
Хром	г/т	200-420	220	210	
Цирконий	г/т	2360	-	-	
Гафний	г/т	9,6	-	-	
Тантал	г/т	0,3	-	-	
Титан	г/т	1000	3500	3200	Хим. метод
Железо, в т.ч. Fe ⁺³ Fe ⁺²	%	3,7	5,6	5,9	Химический метод
			5,1	3,7	
			0,5	2,2	

Таблица 3

Балансовое распределение золота при обогащении пробы золы № 2 на лабораторном центробежном концентраторе KNELSON

Статьи прихода			Статьи расхода		
Наименование статей	мг	%	Наименование статей	мг	%
1. Исходная зола горючих сланцев, 5 кг, с содержанием золота 0,2 г/т.	1,0	100	1. Гравикоцентрат, выход 1,18 % или 59 г, с содержанием золота 16,9 г/т.	1,0	100
			2. Хвосты концентратора, выход 98,82 % или 4941 г с содержанием золота 0,00 г/т	0,0	0
Итого:	1,0	100	Итого:	0,1	100

Поскольку предполагается, что водная пульпа после рыхления (измельчения) золы и гравитационного извлечения золота по схеме будет направляться на операцию сгущения, были сняты характеристики сгущения этой пульпы. В качестве флокулянта использовали ПАА с концентрацией 0,05 %. Исходная водная пульпа золы имела Ж:Т = 4:1, плотность 1120 г/л (удельный вес золы горючих сланцев 2,4 г/см³). Результаты по сгущению пульпы приведены в табл. 5.

Как видно из результатов табл. 5, сгущение водной пульпы золы горючих сланцев происходит со скоростью осаждения 0,17 м/ч, что соответствует производительности сгущения 1,54 т/м²·сут. Добавка ПАА приводит к незначительному снижению показателей сгущения.

Для проведения исследований по сорбции молибдена и рения из водных растворов (верхнего слива сгущения пульпы золы горючих сланцев) был приготовлен раствор путём выщелачивания пробы № 2 золы горючих сланцев в режиме: крупность измельчения золы горючих сланцев – 0,074 мм (выход класса 80 %); Т:Ж = 1:4; перемешивание под мешалкой; температура 250 °С; время 1 ч. Состав раствора представлен в табл. 6.

В исследованиях по сорбции молибдена и рения использовали сильноосновной анионит BD – 706 (аналог АМП) и слабоосновной анионит КЭП – 200 [2]; обе смолы в ОН - форме. Кинетику сорбции снимали в пачуке в режиме насыщения смол, то есть при отношении V_{см} : V_{р-р} = 1:1000. Кинетика сорбции

Сравнительные результаты по водному выщелачиванию молибдена, ванадия и рения Т : Ж = 1:4; агитационное перемешивание, время – 1 ч, температура 25°С

Проба	Концентрация в жидкой фазе, мг/л							Содержание в хвостах, г/т			Извлечение, %		
	Mo	Re	V	U	Zn	Ni	Cu	Mo	V	Re	Mo	Re	V
№1	78,7	0,05	0,5	0,0	0,1	0,1	0,1	495	1200	0,4	39,0	33,3	1,6
№2	77,5	0,15	5,7	0,0	0,1	0,1	0,1	470	1150	0,5	39,7	53,4	8,6

Таблица 5

Показатели сгущения водной пульпы золы горючих сланцев Исходное Ж:Т = 4:1

Параметры сгущения	Расход ПАА, г/т			
	0,0	8,0	10,0	12,0
Ж:Т (нижний слив)	1,84:1	1,83:1	1,90:1	1,95:1
Скорость осаждения, м/ч	0,17	0,17	0,16	0,15
Удельная производительность сгущения, т/м ² ·сут	1,54	1,52	1,45	1,41

Таблица 6

Состав раствора для сорбции молибдена и рения

Компонент	Mo	Re	SO ⁻² ₄	Cl ⁻	K ⁺	Na ⁺	Mg ⁺²	Ca ⁺²	pH
Концентрация, мг/л	77,5	0,15	3800	283	54	272	476	700	6,4

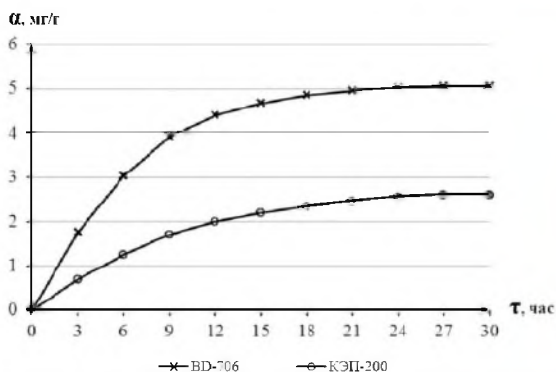


Рис.1. Кинетика сорбции молибдена из водных растворов

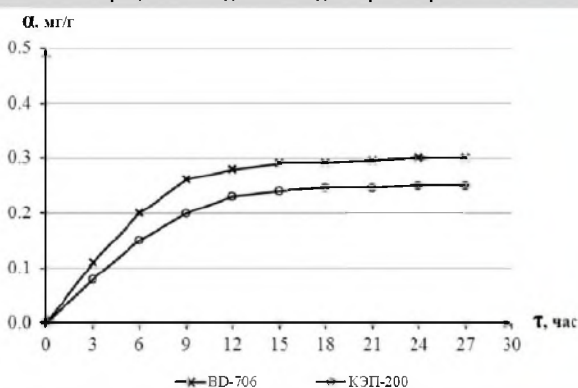


Рис.2. Кинетика сорбции рения из водных растворов

молибдена представлена на рис.1, а кинетика сорбции рения – на рис.2.

Как видно из рис. 1 и 2, время, необходимое для установления равновесия в системе раствор – смола составляет 24 ч как для смолы BD – 706, так и для смолы КЭП -200. Насыщение смолы BD – 706 по молибдену составило 5,04 мг/г, по рению – 0,30 мг/г. Для смолы КЭП -200 насыщение по молибдену и рению несколько ниже: 2,7 и 0,26 мг/г соответственно.

Десорбцию рения и молибдена в статических условиях вели при следующих условиях: температура – 45 °С, $V_{CM} : V_{P,P} = 1:3$, время десорбции при перемешивании 1 ч. В качестве десорбирующих растворов использовали NH_4OH и $NaOH$ с концентрацией 50 г/л. Результаты представлены в табл.6. Как видно из результатов табл.7, десорбция молибдена и, особенно, рения со смолы BD – 706 щелочными растворами затруднена.

Таблица 8
Результаты по десорбции молибдена и рения в динамических условиях
Температура – 45 °С, $V = 0,1 \text{ ч}^{-1}$, $[NaOH] = 50 \text{ г/л}$

Показатели	Ед. изм.	BD – 706 ($\rho = 2,7 \text{ см}^3/\text{г}$)		КЭП – 200 ($\rho = 2,6 \text{ см}^3/\text{г}$)	
		[Mo]	[Re]	[Mo]	[Re]
Исходная ёмкость насыщенной смолы	мг/г	5,04	0,30	2,7	0,26
	мг/мл	1,87	0,12	1,04	0,10
Пропущено десорбирующего раствора	V/V_{CM}	1,0	1,0	1,0	1,0
Остаточная ёмкость смолы	мг/г	2,68	0,24	0,2	0,1
	мг/мл	0,99	0,09	0,08	0,04
Полнота десорбции	%	46,8	20,0	92,5	61,5
Концентрация в десорбате	мг/л	880	30	960	60

Экстракционное разделение молибдена и рения может быть основано на том, что при pH =1-2 молибден в растворе находится в виде катиона MoO^{+2}_2 , в то время как рений в виде аниона ReO_4^- . Следовательно, сначала можно экстрагировать только молибден катионообменным экстрагентом, например, ДиЭГФК, а из маточников молибденовой экстракции экстрагировать рений с использованием анионообменного экстрагента, например ТОА [3]. Для проверки этого положения на конкретных растворах были проведены следующие опыты. Был наработан щелочной регенерат смолы КЭП – 200 с концентрацией молибдена 902,0 мг/л и рения - 52,2 мг/л. Щелочной регенерат раскислили концентрированной серной кислотой до pH =1 и до pH =2. Экстракцию проводили 10 % - ным раствором ДиЭГФК в углеводородном сырье (УВС). Время экстракции – 5 мин, температура 25 °С. Изотерму экстракции снимали методом изменения соотношения фаз. Результаты опытов представлены в табл. 9.

Таблица 7
Результаты по десорбции молибдена и рения в статических условиях
Температура – 45 °С, $V_{CM} : V_{P,P} = 1:3$, время десорбции 1 ч.

Вид смолы	BD – 706		КЭП - 200	
	[Mo], мг/г	[Re], мг/г	[Mo], мг/г	[Re], мг/г
Исходная насыщенная	5,04	0,30	2,7	0,26
После десорбции 50 г/л NH_4OH	5,04	0,30	0,5	0,15
После десорбции 50 г/л $NaOH$	2,33	0,22	0,1	0,05

В табл.8 приведены данные по десорбции молибдена рения в динамических условиях раствором 50 г/л $NaOH$, температуре – 45 °С и скорости пропускания десорбирующего раствора 0,1 $V/V_{CM} \cdot \text{час}$ ($0,1 \text{ ч}^{-1}$).

Анализируя данные табл. 7 и 8, можно сделать вывод о целесообразности использования для совместной сорбции молибдена и рения смолы КЭП - 200, поскольку в результате более полной десорбции элементов со смолы, удаётся получить десорбаты с более высокими концентрациями рения и молибдена.

Таблица 9
Изотерма экстракции молибдена 10% раствором ДЭГФК в УВС

Отношение фаз, В:О	pH=1				pH=2			
	Водная фаза, мг/л		Органическая фаза, мг/л		Водная фаза, мг/л		Органическая фаза, мг/л	
	Mo	Re	Mo	Re	Mo	Re	Mo	Re
25:1	639,1	52,2	6574	0,0	644,1	52,2	6450	0,0
10:1	315,5	52,2	5865	0,0	326,3	52,2	5760	0,0
1:1	11,5	52,2	890,5	0,0	13,6	52,2	888,4	0,0
1:10	3,8	52,2	89,8	0,0	4,0	52,2	89,7	0,0
1:25	0,5	52,2	36,1	0,0	0,5	52,2	36,1	0,0

Из изотерм экстракции видно, что при pH =1-2 рений не экстрагируется, т.е. происходит полное отделение молибдена от рения. Изотермы экстракции молибдена при pH =1 и при pH =2 близки: насыщение органической фазы составило 6,57 и 6,45 г/л соответственно, концентрация молибдена в маточниках экстракции – 0,5 мг/л.

Из полученного экстракта молибден (6,4 г/л) рекстрагировали в режиме твёрдофазной рекстракции: равновесная концентрация NH_4OH 50-60 г/л; pH = 8,0-8,5; отношение фаз О:В = 3:1 (с циркулирующей жидкой фазы до равновесной концентрации молибдена 150-150 г/л). В результа-

те получили кристаллы парамолибдата аммония (ПАМА) с содержанием, %: молибдена 49,8; магния - 0,0003; кальция - 0,002; железа - 0,003; натрия - 0,04.

Экстракцию рения из маточных растворов экстракции молибдена проводили смесью экстрагентов 10 % TOA + 10 % ТБФ в углеводородном сырье (УВС), (ТБФ добавляли для устранения эмульгируемости фаз). Исходная концентрация рения 52,2 мг/л. Время экстракции – 5 мин, pH=1,5; температура 250 °С. Изотерму экстракции рения снимали методом изменения соотношения фаз. Результаты опытов представлены в табл. 10.

Таблица 10
Изотерма экстракции рения раствором 10% TOA + 10% ТБФ в УВС

Отношение фаз, В:О	Концентрация Re в водной фазе, мг/л	Концентрация Re в органической фазе, мг/л
50:1	4,5	2385
10:1	2,7	495
1:1	2,0	50,2
1:10	0,5	5,0
1:50	0,5	1,0

Из изотермы экстракции рения видно, что при pH =1,5 рений эффективно экстрагируется с использованием экстракционной смеси TOA +ТБФ в УВС: насыщение органической фазы по рению составило 2,39 г/л, концентрация рения маточниках экстракции – 0,5 мг/л.

Из полученного экстракта рений (2,39 г/л) реэкстрагировали раствором 50 г/л NH₄OH при отношении фаз О:В = 10:1. Полученный рениевый реэкстракт (23,0 г/л Re) может быть переработан в перренат аммония марки AP – 0 по существующей схеме [4].

Проведённые исследования позволили разработать принципиальную схему извлечения золота, молибдена и рения из золы горючих сланцев (рис.3). По этой схеме зола горючих сланцев поступает на мокрое рыхление (измельчение). После рыхления (измельчения) водная пульпа с Т:Ж = 1:4 направляется на гравитационное извлечение золота, которое может проводиться с помощью концентратора KNELSON или других аппаратов. В результате в гравикоцентрат извлекается практически всё золото, находящееся в золе горючих сланцев. В процессе мокрого измельчения и гравитационного обогащения золы горючих сланцев происходит водное выщелачивание рения и молибдена. Извлечение молибдена в раствор составляет примерно 40 %, рения – 30-50 %. Водная пульпа золы горючих сланцев поступает на ступение. Образующийся в процессе ступения пульпы горючих сланцев верхний слив направляется на коллективную сорбцию молибдена и рения. Сорбцию рекомендуется проводить в колонне СНК с применением анионита КЭП-200. Маточник сорбции направляется в цикл измельчения. Насыщенный молибденом и рением сорбент направляется на десорбцию, которую рекомендуется проводить раствором щёлочи. Отрегенерированный сорбент возвращается в цикл сорбции молибдена и рения.

Нижний слив ступителя, содержащий уран, ванадий, РЗЭ и остатки молибдена и рения направляется на извлечение этих металлов (результаты будут представлены в следующей статье).

Щелочной десорбат, содержащий молибден и рений, направляется на раскисление серной кислотой до pH=1-2.

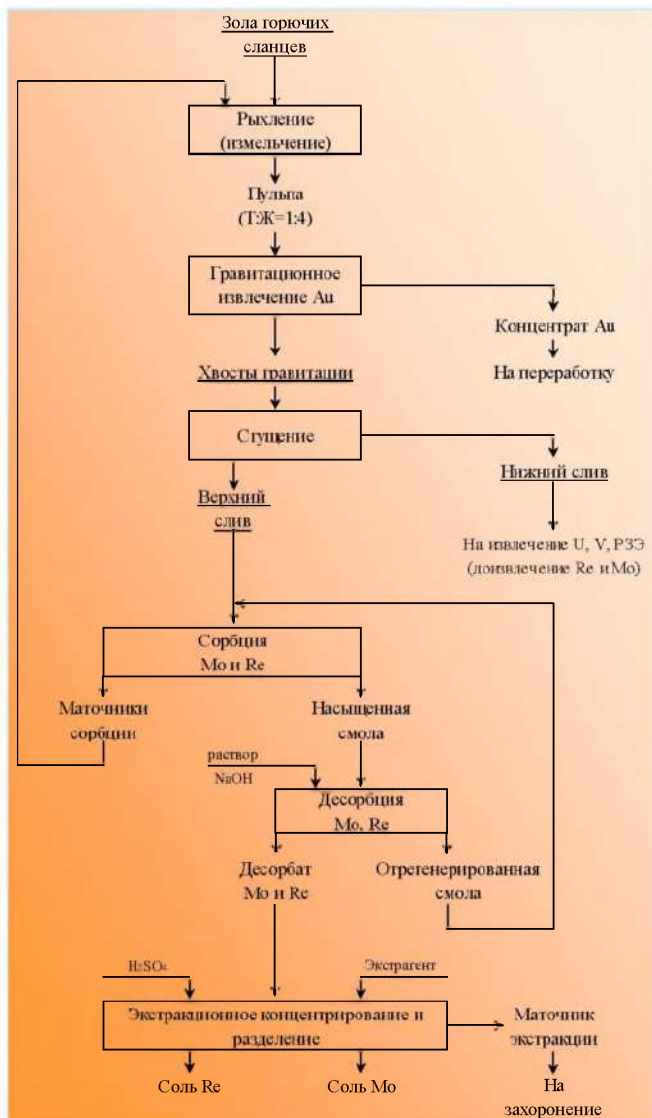


Рис. 3. Принципиальная технологическая схема извлечения золота, молибдена и рения из золы горючих сланцев

Далее раствор поступает на селективную экстракцию молибдена с помощью экстрагента 10 % ДиЭГФК в УВС. Насыщенный молибденовый экстракт поступает на твёрдофазную реэкстракцию молибдена раствором аммиака, и возвращается в цикл экстракции молибдена. В результате твёрдофазной реэкстракции молибдена получают парамолибдат аммония.

Маточник молибденовой экстракции направляется на экстракцию рения, которую проводят экстрагентом 10 % TOA + 10 % ТБФ в УВС. В результате получают рениевый экстракт. Рениевый экстракт поступает на аммиачную реэкстракцию рения, и далее возвращается в цикл экстракции рения. Аммиачный рениевый реэкстракт упаривают до получения перрената аммония. Маточник рениевой экстракции сбрасывают на хвостохранилище.

Библиографический список:

1. Санакулов К.С., Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Шарафутдинов У.З. Анализ золы горючих сланцев месторождения Сунарунтау и возможность их обогащения // Горный вестник Узбекистана. – 2019. -№1. - С. 64-66.
2. Патент Республики Узбекистан № IAP 04651 МПК С 22В 3/00 от 20.11. 2009 года. Способ извлечения рения из растворов // Авторы Санакулов К.С., Петухов О.Ф. и др.
3. Зеликман А.Н. Молибден. – М.: Металлургия. - 1970. - 168 с.
4. Санакулов К.С., Курбанов М.А., Петухов О.Ф. Исследование и разработка комбинированной технологической схемы извлечения рения из руд при подземном выщелачивании // Горный журнал. – 2018.-№9.- С. 69-73.

ИЗУЧЕНИЕ ФИЗИКО-КОЛЛОИДНЫХ СВОЙСТВ ПОЛИМЕРОВ, ПРИМЕНЯЕМЫХ В БУРОВЫХ РАСТВОРАХ

Мақолада кимё саноати ва маҳаллий хом-ашё чиқиндилари асосида синтезланган янги сополимерларнинг физик-кимёвий хусусиятларини ўрганиш натижалари келтирилган. Сополимернинг сувли эритмасида концентрацияни ошиши билан нисбий қовушқоқлик ортиб боради, кучли суўлтирилган эритмаларда қовушқоқлик аномалияси кузатилади, лигнин ва лигносулфонатга нисбатан сополимер учун яққол намоеъ бўлади.

Таянч иборалар: полимер, кум, глина, сувда эрувчан полимер, филтратция, сув ажралиши, чўқинди жинслар, тиксотропия, қовушқоқлик, зичлик.

The article presents the results of the study of the physicochemical properties of new copolymers synthesized on the basis of chemical industry wastes and local raw materials. In aqueous solutions of copolymer, the relative viscosity increases strongly with increasing concentration, viscosity anomaly is already observed in the region of highly dilute solutions, and for the copolymer it is more pronounced than for lignin and lignosulfonate.

Key words: polymer, sand, clay, water-soluble polymer, filtration, water loss, sediment, thixotropy, viscosity, density.

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 промысловая 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 электростатическом 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.

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

Характер изменения зависимости вязкости от концентрации в растворах оказался одинаковым. Однако резкое структурирование в растворе сополимера с акрилонитрильными фрагментами происходит в области больших концентраций, что вызвано, по-видимому, различиями в функциональном составе и величинах молекулярных масс полимеров.

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 ч) в системе происходит ориентация, особенно в концентрированных растворах. При дальнейшем хранении раствора (после 24 ч), 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 электростатического 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° С 10%-ного свежеприготовленного раствора сополимера наблюдается такое же ускорение фибриллообразования, как при хранениях раствора.

Исследование изменение вязкости и рН 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 исследования 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 клеобразованию. 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 суспензии, завезенные 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. рН 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 полимером. 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 суспензии. Опыты проводили с 0,2 %-ным суспензиями, которым через 24 ч 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 изменяется 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 стабилизация 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 текстурность буровых растворов // Химическая промышленность. 2016. т. 93. №5. С. 258-261.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ ВЗАИМОСВЯЗИ ПОКАЗАТЕЛЕЙ РАБОТ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ТРАНСПОРТА С ГОРНТЕХНИЧЕСКИМИ УСЛОВИЯМИ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ

Ушбу мақолада чуқур қарьерларни кон техник шароитлари билан технологик транспортни тадқиқотлар масалаларни куриб чиққан. Очиқ кон ишларни ишлаб чиқишда асосий жараёнлари ҳисоблаб бўлганда хилма хил транспортларни қўлланишда кон массасини ташишда кон техник факторларни таъсири асосланган. Ташқи масофаси ва қарьернинг ишлаб чиқариши унумдорлиги транспортларни хилма хил турларни қабул қилиш доираси асосланган.

Таянч иборалар: Чуқур қарьер, қарьер транспорти, кон массаси, кон, техник, шароитлари, автотранспорт, конвейер, масофа.

This article deals with the study of the relationship of performance indicators of technological transport with the mining conditions of deep quarries. The influence of mining factors on the transportation of rock with the use of various types of transport, as one of the main processes for the production of open cast mining, is substantiated. The scopes of application of various types of transport are justified depending on the performance of the quarry and the distance of transportation.

Key words: deep quarry, quarry transport, mountain mass, mining conditions, vehicles, conveyor, distance of transportation, quarry, equipment, conditions.

Саидова Л.Ш.,
докторант Навоийского
отделения АН РУз



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



Особенностью развития открытых горных работ на больших глубинах является усложнение горнотехнических условий разработки. Горнотехнические условия разработки месторождений полезного ископаемого в ближайшие годы будут характеризоваться дальнейшим увеличением глубины карьера и расстояний транспортирования, ростом доли крепких скальных пород и руд в общем объеме горной массы, что будет приводить к повышению себестоимости продукции и уменьшению её конкурентоспособности.

Эффективность работы горных предприятий обуславливается направлением развития горных работ в карьерном поле. Процесс добычи полезного ископаемого и извлечения вмещающих и покрывающих пород характеризуется двумя основными направлениями развития горных работ: в глубину, характеризуемое направлением углубки, и в горизонтальном направлении. Для поддержания производственной мощности карьера на должном уровне необходимо интенсивное развитие работ в обоих направлениях.

На глубоких карьерах перед карьерным транспортом возникают задачи сохранения достаточно высокой производительности и поддержания темпа углубления горных работ, сокращение длины транспортных коммуникаций, обеспечения необходимой экономичности разработки. Как правило, соблюдение этих условий достигается только при последовательном использовании нескольких видов транспорта в единой транспортной сети, т.е. комбинацией транспорта. При комбинированном использовании каждый вид транспорта работает в наиболее удобных и выгодных для него условиях. В связи с этим особое значение приобретают выбор карьерного транспорта, оценка его основных параметров и технико-экономических показателей.

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

Отмеченные отрицательные тенденции, связанные с понижением горных работ, характерны и для глубокого карьера Мурунтау, горные работы в котором в перспективе могут опуститься до глубины 850 м и более. Для уменьшения негативного влияния глубины карьера на эффективность горных работ выполнены теоретические исследования взаимосвязи показателей работ технологического транспорта с горнотехническими условиями глубоких карьеров позволяющих оценить эффективность различных видов транспорта глубоких карьеров.

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.

Интенсивное увеличение глубины открытых горных работ потребовало изучения влияния горнотехнических условий карьеров на показатели работы технологического автотранспорта. Показатель глубины карьеров при этом является определяющим.

Выполненные ранее исследования по оценке влияния горнотехнических условий глубоких карьеров на работу транспорта, был принят показатель приведенного ниже (эквивалентного) расстояния транспортирования, учитывающий затраты труда на горизонтальное перемещение и подъем горной массы из карьера [1,2]. Между горизонтальным расстоянием транспортирования, высотой подъема и приведенным расстоянием транспортирования существуют прямые зависимости с коэффициентом корреляции (рис. 1), которая позволяет установить их взаимосвязь с горнотехническими условиями карьеров, что является надежной основой для планирования и проектирования горно-транспортных работ на глубоких горизонтах [2].

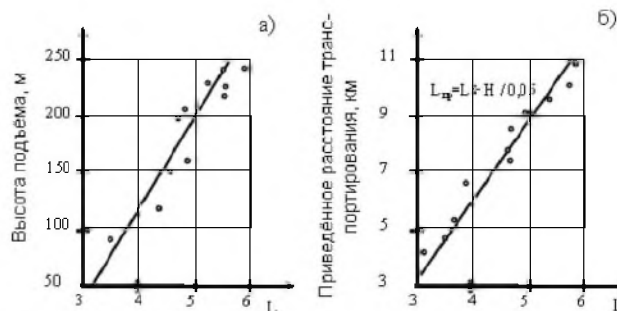


Рис. 1. Взаимосвязь расстояния транспортирования L с высотой подъема H и приведенным расстоянием транспортирования $L_{пр}$

Ухудшение показателей работы транспорта в глубоких карьерах вызывает необходимость изыскания способов его интенсификации, замену другим видом транспорта или применения нескольких видов транспорта, каждому из которых отводятся определенные пространственные зоны карьера. В этих случаях несколько видов транспорта могут использоваться параллельно или в комбинации. В практике открытых работ на глубоких зарубежных карьерах и отечественных карьерах [3-7] наиболее распространены комбинации автомобильного с железнодорожным, а также конвейерным транспортом.

Внедрение комбинированного транспорта обеспечивает уменьшение затрат на топливо, сокращение персонала, рост в ряде случаев производительности, улучшение условий работы людей в карьере и охраны окружающей среды при сохранении гибкости системы, базирующиеся на использовании самосвалов. При комбинированном использовании каждый вид транспорта работает в наиболее удобных и выгодных для него условиях.

Наиболее полное использование всех преимуществ комбинированного транспорта может быть достигнуто при правильном обосновании области его применения и обеспечение рациональных условий работы автотранспорта, зависящих от числа, места расположения в карьерном пространстве и шага переноса перегрузочных пунктов.

При обосновании применения различных видов транспорта доминирующим является стремление к уменьшению транспортных расходов в карьере. При этом следует принимать во внимание также другие технические и технологические параметры. Исследованиями установлено, что рациональная сфера того или другого вида транспорта может быть ограничена в зависимости от двух основных факторов: производительности выемочно-погрузочного комплекса и расстояния транспортировки.

Из рис. 2 видно, что при ограниченной производительности рационально применение автотранспорта даже на большие расстояния; при достаточно большой производительности карьера конвейерный транспорт оказывается выгодным даже при малых расстояниях перевозок [8]. Капитальные расходы на автомобильно-конвейерный транспорт выше, чем на автомобильный, но несколько ниже, чем на автомобильно-железнодорожный, и сравнительно с последним погашаются в более короткий срок.

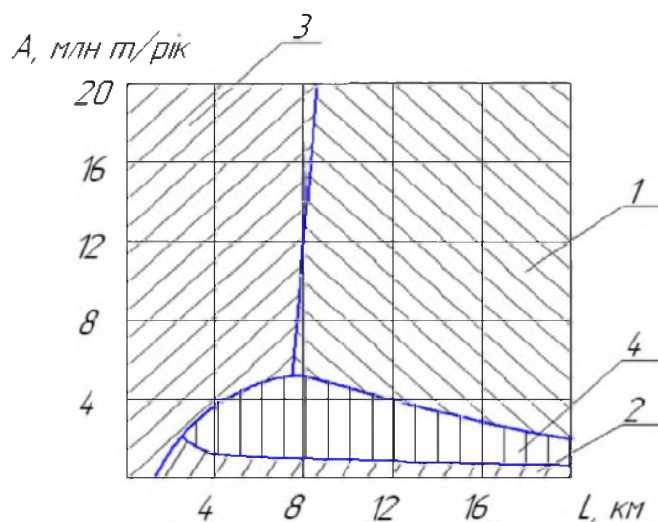


Рис. 2. Области применения различных видов транспорта в зависимости от производительности карьера А и расстояния транспортирования: 1 – железнодорожный транспорт; 2 – автотранспорт; 3 – конвейерный транспорт; 4 – канатные линии

Месторождение Мурунтау характеризуется высокой изменчивостью содержания золота в руде, сложным строением рудных тел. Руда доставляется на перегрузочные пункты карьера автомобильным транспортом. Концепцией развития карьера Мурунтау предусматривается перевод рудного потока на автомобильно-конвейерный транспорт. Поэтому методы и средства управления качеством рудного потока в процессе развития карьера Мурунтау в Вочереди претерпевают существенные изменения. При этом усилия направлены главным образом на решение проблемы формирования внутри карьера рудного потока требуемого качества при циклично-поточной технологии ведения работ.

Впервые в практике горных работ циклично-поточная технология в карьере Мурунтау использовалась для транспортирования двух сортов горной массы - руды и вскрышных пород.

Транспортные комплексы циклично-поточной технологии определялись исходя из конкретных горно-геологических условий разработки месторождения. Взаимосвязь сочетаемых видов транспорта осуществлялась через перегрузочные пункты, устанавливаемые на концентральных горизонтах внутри карьера.

Для выполнения заданных объемов работ с использованием циклического и поточного транспорта необходима стабильность грузопотоков сочетаемых видов транспорта, жесткая взаимосвязь которых может устраняться применением буферных складов в местах перегрузки. Опыт эксплуатации глубоких карьеров свидетельствует о возрастающей тенденции изыскания технологических решений, позволяющих в максимальной степени уменьшить количество автосамосвалов, работающих в выработанном пространстве, что может быть обеспечено при использовании мобильных перегрузочно-конвейерных комплексов в составе существующих стационарных конвейерных комплексов ЦПТ. Целесообразность такого использования предопределялась тем, что строительство и перенос перегрузочных пунктов на новые концентрационные горизонты по мере увеличения глубины карьера, как правило запаздывает, а следовательно, значительно увеличивается протяженность транспортирования автотранспорта. Помимо этого, при переходе карьера на последующую очередь развития и расширения его границ еще больше увеличивается расстояние транспортирования с флангов месторождения, где концентрируются значительные объемы горных работ, что также предопределяет целесообразность использования мобильных перегрузочно-конвейерных комплексов для транспортной связи по выбранному горизонту зон интенсивного ведения работ со стационарным конвейерным подъемником.

В связи с этим разработанная в 2015 году досрочная стратегия дальнейшего освоения месторождений Мурунтау и Мютенбай с обновлением на ее технических решениях в 2016 г. кондиций с пересчетом запасов предусматривает поэтапное развитие горных работ. На начальном этапе работы будут вестись в контурах IV очереди (2019 г.). Затем выделен переходный этап, во время которого разрабатываются запасы IV очереди (2020-2024 гг.) и осуществляется развитие карьера в контурах, определенных при сохранении поверхностной инфраструктуры и существующих конвейеров циклично-поточной технологии [9].

Таким образом, с учетом горнотехнических условий карьера, доставку горной массы предлагается осуществлять по следующей схеме: с нижних горизонтов до бортов карьера – автотранспортом; с бортов карьера на поверхность – конвейерным транспортом. При этом, эффективность мобильных комплексов достигается за счет сокращения расстояния транспортирования в результате замены внутри карьера автотранспорта конвейерами. По сравнению со стационарными конвейерно-перегрузочными пунктами мобильные комплексы позволяют избежать значительных дополнительных объемов вскрышных работ от разнаса борта карьера при устройстве траншеи и перегрузочных площадок.

Библиографический список:

1. Шапарь А.Г., Лашко В.Т., Кучерский Н.И. и др. Перегрузочные пункты при автомобильно-конвейерном транспорте на рудных карьерах. Днепропетровск: Полиграфист, 2001. С. 14-18.
2. Мальгин О.Н., Лашко В.Т., Шеметов П.А. и др. Совершенствование циклично-поточной технологии горных работ в глубоких карьерах. Ташкент. «Фан» АНПУз, 2002. 64 с.
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 flow 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 diffusion 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. Nehring M., Knights P. F., Kizil M. S., Hay E.A comparison of strategic mine planning approaches for in-pit crushing and conveying, and truck/shovel systems // International Journal of Mining Science and Technology. 2018. Vol. 28. Iss.2. pp.205-214.
7. de los Reyes J. A. Mining shareholder value: Institutional shareholders, transnational corporations and the geography of gold mining // Geoforum. 2017. Vol. 84. pp. 251- 264.
8. Смилянов А. Сфера рационального применения различных видов транспорта на открытых горных работах. Известия высших учебных заведений. Горный журнал. – 1997.-№6. С. 110-112.
9. Равшанов А.Ф., Силкин А.А., Селезнев А.В. Обоснование парка горнотранспортного оборудования в переходный период развития карьера «Мурунтау-Мютенбай» от IV к V очереди. Горный журнал. - 2018. - №9. С. 24-26

ИССЛЕДОВАНИЯ И РАЗРАБОТКА НА ИХ ОСНОВЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ УПОРНЫХ ВАНАДИЙ-УРАНОВЫХ РУД ЧЁРНОСЛАНЦЕВОГО ТИПА



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



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



Рузиев Б.Т.
начальник ГТЛ по урану
ЦНИЛ НГМК



Рузиев О.Б.,
начальник геотехноло-
гического отдела
производство урана, РЗЭ
НГМК

Лаборатория ва яримсаноат тажрибалар натижасида қора сланец турдаги мураккаб ванадий-уран таркибли рудаларни қайта ишлаш схемаси тузилган (Маъданли кони мисолида). Рудани куйдиришнинг оптимал шароитлари аниқланган. Куйиндини сувда танлаб эритиш натижасида ванадийни тайер маҳсулотга (V_2O_5) ўтиши 41 % ни ташкил этди. Куйиндини сульфат кислота эритмасида танлаб эритиш натижасида эса ванадийни тайер маҳсулотга (V_2O_5) ўтиши 73.9 % ни ташкил этди ва шу билан 88 % уран эритмага ўтиши кўзатилды.

Таянч иборалар: Қора сланецли рудалар, мураккаб таркибли рудалар, танлаб эритиш, уран, ванадий, куйдириш, куйинди.

As a result of laboratory and pilot-scale tests, a scheme was developed for processing resistant black-shale vanadium-uranium ores (using the Madanli deposit as an example). Optimal conditions for ore roasting were determined.

According to the cider water leaching scheme, extraction of vanadium into finished products (V_2O_5) was 41 %. According to the scheme of sulfuric acid leaching of cinder, extraction of vanadium into finished products (V_2O_5) was 73.9 %; uranium - 88 %.

Key words: black-shale ores, refractory ores, leaching, uranium, vanadium, roasting, candle.

Ванадий-урановые руды чёрносланцевого типа являются перспективным сырьём для редкометальной промышленности Узбекистана [1], в виду их комплексности. Основной причиной, сдерживающей вовлечение этих руд в переработку, является отсутствие эффективной (рентабельной) технологии извлечения из них ванадия и урана. При этом на низкой эффективности предложенных технологических схем [2] сказывалось прежде всего низкое извлечение ванадия и сложность его отделения от урана.

Для изучения причин относительно низкого извлечения ванадия из чёрносланцевых руд были проведены минералогические исследования в Институте геологии и геофизике АН РУз под руководством Туресебекова А.Х.

Было установлено, что в этих рудах ванадий представлен очень упорными ванадиевым минералом – роскоэлитом – $KV_2[AlSi_3O_{10}](OH)_2$, который называется также ванадийсодержащий мусковит (32,4 % V_2O_5). Ранее проведёнными исследованиями [3] установлено, что процесс выщелачивания ванадия из роскоэлита серной кислотой находится в кинетической области ($E_{акт} = 54,12 \text{ kJ/mol}$). Наиболее эффективным путём интенсификации процесса выщелачивания ванадия является повышение концентрации серной кислоты до 200-250 г/л, температуры до 80-90 °С и времени выщелачивания до 8-15 ч. При этом извлечение ванадия из руды не превышает 60 %.

Наибольшее распространение в мировой практике получил способ пирометаллургического извлечения ванадия [4].

Пирометаллургический способ включает следующие основные операции:

- подготовка шихты, состоящей из ванадиевой руды или шлака, реагентной добавки, содержащей ионы щелочных или щелочноземельных металлов;
- окислительный обжиг шихты;
- выщелачивание растворимых соединений ванадия (ванадатов натрия, калия или кальция) из огарка;
- выделение растворенных соединений ванадий в осадок термогидролизом;
- переработка осадков термогидролиза в V_2O_5 .

В зависимости от вида реагента, используемого при подготовке шихты перед обжигом, технологии условно называют «сильвинитной» (при добавке сильвинита или NaCl), «содовой» (при добавке Na_2CO_3) и «известковой» (при добавке CaO или $CaCO_3$).

Для проведения исследований и последующих полупромышленных испытаний была доставлена проба с месторождения Маъданли (Рудное). Химический анализ пробы представлен в табл.1, гранулометрический анализ руды в табл. 2.

В опытном цехе № 1 усреднённую пробу измельчили и классифицировали на спиральном классификаторе на два класса крупности: пески и слив. Выход слива (по данным взвешивания) составил 85 %. Влажность песков классификатора $W=6,6 \%$, слива классификатора (отфильтрованного) $W = 25,5 \%$.

Таблица 1

Химический анализ руды

Компонент	V (V_2O_5)	Me	Al_2O_3	K_2O	CaO	MgO	MnO	Na_2O	SiO_2	Fe	$S_{об.}$	S_s	$C_{об.}$	$C_{огр.}$
Содержание, %	0,611 (1,09)	0,113	8,3	0,62	0,39	2,2	0,032	0,20	72,6	3,2	0,79	0,36	1,3	1,2

Таблица 2

Гранулометрический анализ руды

Класс, мм	Вес, кг	Выход, %	Содержание, %		Распределение, %	
			Me	V	Me	V
+10	11,5	54,0	0,093	0,51	44,2	45,0
-10+5	2,3	10,8	0,14	0,85	13,3	15,0
-5+1	2,6	12,2	0,11	0,57	11,8	11,4
-1+0,15	1,9	8,9	0,19	0,89	14,9	13,0
-0,15+0,074	0,9	4,2	0,12	0,69	4,5	4,8
-0,074	2,1	9,9	0,13	0,67	11,3	10,8
Всего	21,3	100	0,113	0,611	100	100

Результаты гранулометрического анализа песков и слива классификации представлены в табл. 3 и 4.

Обжигу подвергались слив и пески классификатора. Перед обжигом продукты классификации были предварительно высушены ($t=180-200\text{ }^\circ\text{C}$) до получения сухого рассыпчатого продукта. Остаточная влага в высушенном продукте не превышала 2 %. При обжиге руды было решено заменить соль хлорида натрия (NaCl) на соду (Na_2CO_3), и тем самым исключить образование и выделение ядовитого хлора.

Таблица 3

Гранулометрический анализ песков

Класс, мм	Вес, г	Выход, %	Содержание, г/т		Распределение, %	
			Me	V	Me	V
+0,5	300	33,7	380	3700	16,14	24,96
-0,5+0,15	380	42,7	840	5600	45,20	47,86
-0,15+0,074	110	12,4	1300	4900	20,31	13,16
-0,074	100	11,2	1300	6700	18,35	15,02
Всего	890	100	790	5000	100	100

Таблица 4

Гранулометрический анализ слива

Класс, мм	Вес, г	Выход, %	Содержание, г/т		Распределение, %	
			Me	V	Me	V
+0,074	141,22	19,45	729	4780	11,9	15,0
-0,074	584,70	80,55	1300	6700	88,1	85,0
Всего	725,92	100	1190	6300	100	100

Был уточнён расход соды, который составил 30 кг/т .

Произведена дозировка соды (Na_2CO_3) из расчёта 30 кг/т и тщательное перемешивание. Обжиг вели при температуре $800\text{ }^\circ\text{C}$ в течение 4 ч.

Химический анализ руды и огарков представлен в табл. 5. На рис. 1 представлена принципиальная технологическая схема измельчения и обжига руды. На рис. 2. приведена принципиальная технологическая схема разгрузки огарка.

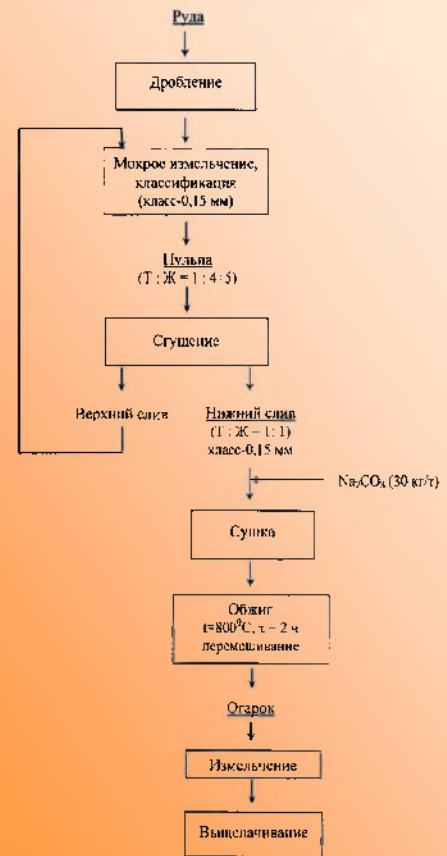


Рис.1. Принципиальная технологическая схема измельчения и обжига руды

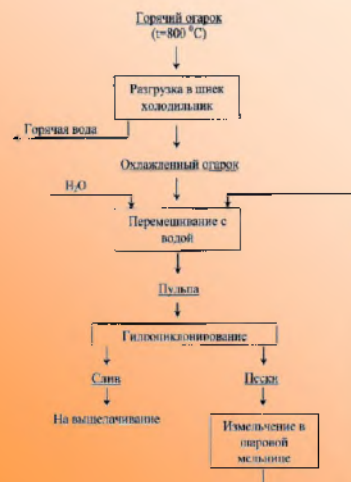


Рис.2. Принципиальная технологическая схема разгрузки огарка

Химический анализ руды и огарка

Компонент	V (V_2O_5)	Me	Al_2O_3	K_2O	CaO	MgO	Na_2O	Fe	Soб.	Ss	Coб.	Coпр.
Руда, г/т	8110 (10900)	1130	83000	6200	3900	22000	20000	32000	7900	3600	13000	12000
Огарок слива, г/т	6700	1200	74000	11000	10000	13000	13000	30000	2600	<2000	8800	8500
Огарок песка, г/т	4600	680	53000	8900	9000	790	15000	34000	3600	<2000	8900	8500

Таблица 5

Результаты по фильтрации пульпы

Таблица 6

Фильтровальная ткань	Продукт (l)	Время фильтрации, ч	Вес тв.ф., кг	Влажность осадка, %	Производительность фильтрации, кг/м ² ·ч
Полипропиленовая	слив	0,50	0,32	24,0	33,7
	песок	0,32	0,27	22,5	47,9

Результаты водного выщелачивания (Т:Ж=1:3; t=80 °С)

Таблица 7

Время выщелачивания, ч	Огарок из слива, [V] _{исх} = 6700 г/т			Огарок из песков, [V] _{исх} = 4600 г/т		
	Раствор [V], мг/л	Хвосты [V], г/т	Е, %	Раствор [V], мг/л	Хвосты [V], г/т	Е, %
3	567,3	5000	25,4	257,7	3830	16,7
6	1034	3600	46,3	659,2	2620	43,0
8	1040	3600	46,3	661,1	2610	43,2

Водное выщелачивание огарков и фильтрация пульпы. Перед приготовлением пульпы огарок разрыхляли. Разрыхленный огарок подали в поз. 95 цеха № 1 для распулочки до соотношения Т: Ж=1 : 3. Пульпа после перемешивания и достижения Т: Ж = 1 : 3, самотёком направлялась в пачук для проведения водного выщелачивания ванадия.

После выщелачивания пульпа самотеком направлялась на нутч-фильтр для фильтрации.

В лабораторных условиях снимались данные по производительности фильтрации. Фильтрацию проводили на воронке Бюхнера под вакуумом -0,3 атм. В качестве фильтровальной ткани использовали полипропиленовую ткань. Площадь фильтрации составляла 0,0176 м². Результаты по определению производительности фильтрации приведены в табл. 6.

Результаты полупромышленных испытаний по водному выщелачиванию огарков приведены в табл. 7.

Как видно из результатов табл. 7, оптимальным временем для водного выщелачивания огарка является t = 6 ч. За это время извлечение ванадия в раствор составило 46,3 % для слива и 43,2 % - из песков.

Поэтому, при водной схеме выщелачивания огарков целесообразно измельчать исходную руду до класса - 0,015 мм.

Принципиальная схема водного выщелачивания огарка приведена на рис. 3.

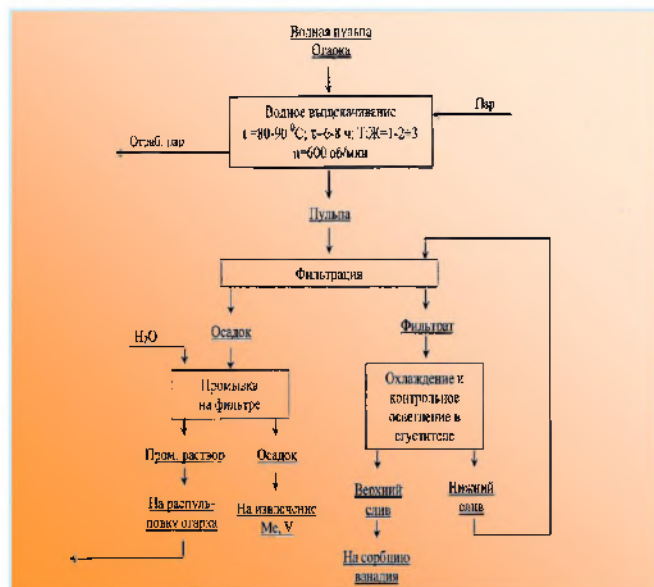


Рис. 3. Принципиальная схема водного выщелачивания огарка

Сорбция ванадия из водных растворов выщелачивания огарка.

Для проведения сорбции ванадия был наработан раствор водного выщелачивания огарка, состав которого приведен в табл. 8.

Как видно из данных табл.8, в полученном в результате водного выщелачивания огарка растворе практически весь ванадий присутствует в окисленном пятивалентном состоянии, т.е. в форме ванадата - аниона VO₃.

Сорбцию проводили в динамическом режиме, в колонках с использованием среднеосновного анионита D-301G и слабоосновного анионита А-110 в ОН-форме.

Перед сорбцией раствор подкисляли серной кислотой до pH 4.5. Сорбцию ванадия проводили в динамических условиях путём пропускания раствора через слой

Химический состав раствора водного выщелачивания ванадия

Таблица 8

pH	Содержание, мг/л									
	Убщ	V ⁴⁺	V ⁵⁺	U	NO ₃	SiO ₂	Cl	SO ₄ ²⁻	P	Fe
9,6	1045,7	5,2	1040,5	< 5	60	14	130	3800	4	50

смолы со скоростью 1 об/об в час до появления в маточниках сорбции ванадия с концентрацией более 5 мг/л. После появления в маточных растворах [V] > 5 мг/л, сорбцию останавливали, смолу промывали водой из расчёта V> /V_{см} = 4. Промывные воды анализировали на содержание ванадия, которое составило в среднем [V] = 6,2 мг/л. Из колонок отбирали среднюю пробу смолы, сушили и анализировали. Результаты опытов по насыщению смолы ванадием (рабочая обменная ёмкость) приведены в табл. 9.

Как видно из результатов табл. 9, рабочая обменная ёмкость смол по ванадию составила 78,3 мг/г для смолы D-301G и 128,2 мг/г для смолы А-110.

Результаты опытов по сорбции ванадия из водных растворов (Определение рабочей обменной ёмкости смол)

Таблица 9

V_{см} = 1л; q = 1 об/об ч; pH = 4,5

Смола	Рабочая обменная ёмкость смол		Пропущено раствора до проскока, V _р /V _{см}	Уд. объем смолы, см ³ /г
	мг/г	г/л		
D-301G	78,3	27,0	25,8	2,9
A-110	128,2	45,8	43,8	2,8

Десорбцию ванадия с анионитов проводили в динамическом режиме, в тех же колонках, при удельной скорости q = 0,1 об/об ч раствором, содержащим 100 г/л NH₄OH и 20 г/л NH₄NO₃ и температуре 20-25 °С. Результаты по десорбции ванадия из насыщенных смол представлены в табл. 10.

Как видно из результатов табл.10, для получения приемлемых остаточных содержаний ванадия в смолах, необходимое количество пропущенных растворов на десорбцию должно быть 7V/V_{см}. (По данным лабораторных исследований можно также увеличить концентрацию нитрата аммония в десорбирующем растворе до [NH₄NO₃] = 50 г/л). Ванадат аммония из аммиачно-нитратных десорбатов получали методом высаливания. Для этого в десорбат добавляли сухой нитрат аммония из расчёта 100 г/л. После медленного перемешивания в течение 2 ч раствор выстаили до выпадения из него ванадата аммония. Осадок ванадата аммония отфильтровывали. Полученный ванадат аммония сушили при температуре 105-110 °С и прокапали при температуре 600 °С в течение 2 ч. Результаты приведены в табл. 11.

Таблица 10

Результаты по десорбции ванадия со смол

Смола	Уд. объем смолы, см ³ /г	[V] в насыщенной смоле, мг/г	Пропущено растворов, V _{р.р} /V _{см}	Время десорбции, ч	Концентрация в десорбате, мг/л	Остаточное содержание в смоле, мг/г
D-301G	2,9	78,3	5	50	4354	15,2
			7	70	3507	7,1
A-110	2,8	128,2	5	50	7618	21,5
			7	70	6056	9,5

Таблица 11

Результаты по осаждению ванадата аммония и получению пятиоксида ванадия

Смола	Концентрация ванадия, мг/л		Содержание V ₂ O ₅ в готовой продукции, %	Содержание VO ₂ в готовой продукции, %
	В десорбате	В маточнике осаждения		
D-301G	4354	750,7	92,7	2,2
A-110	7618	424,7	96,0	2,3

Таблица 12

Основные режимы и показатели получения V₂O₅ по схеме водного выщелачивания огарка

№ п/п	Наименование операции	Режимы проведения	Показатели по извлечению ванадия на операциях, %
1	Дробление и измельчение руды	До класса - 0,15 мм	E = 100
2	Обжиг руды	Расход Na ₂ CO ₃ 30 кг/т; t = 800 °C; τ = 4 ч; перемешивание и окисление воздухом	E = 100
3	Водное выщелачивание огарка, фильтрация и промывка осадка	Вода; t = 85-95 °C; Т:Ж = 1:3 τ = 6 ч; перемешивание; промывка Т:Ж = 1:3	E = 45
4	Подкисление щелочных десорбатов	Подкисление H ₂ SO ₄ с рН = 8-8,5 до рН = 4-5	E = 100
5	Сорбция ванадия из водных растворов и промывка насыщенной смолы	рН = 4-5 q = 1 об/об·ч t = 20-25 °C (окруж. среды) Промывка: q = 0,1 V/V·ч Q = 2-3 V/V	E = 98
6	Аммиачно-нитратная десорбция и промывка отрегенированной смолы	100 г/л [NH ₄ OH] + 20-50 г/л [NH ₄ NO ₃] t = 45-50 °C q = 0,1 V/V·ч Q = 5-7 V/V Промывка: q = 0,1 V/V·ч Q = 2-3 V/V	E = 100
7	Осаждение ванадата аммония, NH ₄ VO ₃	Расход NH ₄ NO ₃ (сухого) 100 г/л; t = 45-50 °C; τ = 1-2 ч; фильтрация. Маточник осаждения С _{мат} = до 400 -мг/л - на утилизацию	E = 94
9	Получение пятиоксида ванадия, V ₂ O ₅	Сушка NH ₄ VO ₃ при t = 200-250 °C Прокалка при t = 600-650 °C, τ = 1-2 ч.	E = 100

Извлечение ванадия по схеме водного выщелачивания составило, E = 41 %.

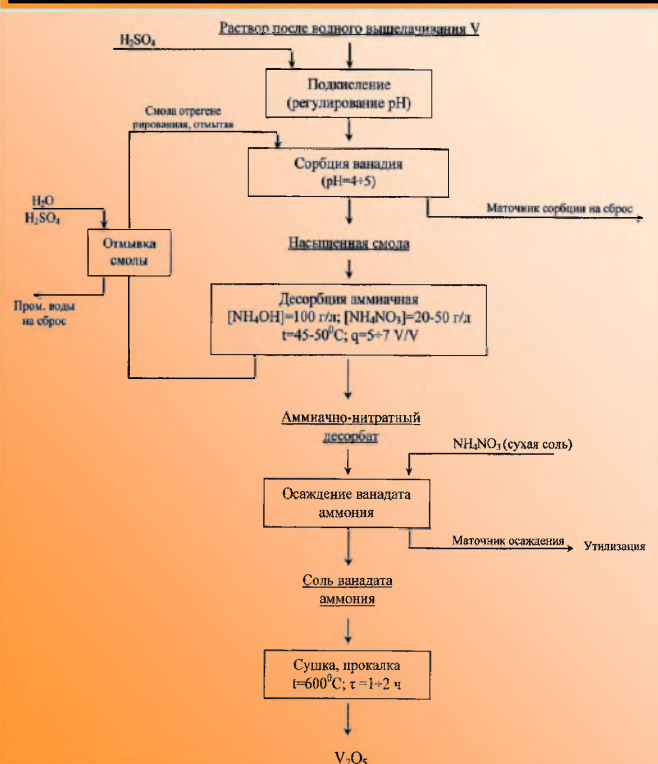


Рис.4. Принципиальная технологическая схема сорбционного извлечения ванадия и получения V₂O₅

Из табл.11 видно, что содержание V₂O₅ в готовой продукции колеблется от 92,7 до 96,0 % в зависимости от типа использованного анионита. Содержание недоокисленного в процессе обжига ванадия (VO₂) составляет 2,2 и 2,3 %. Это говорит о недоокислении части ванадия в процессе прокалки ванадата аммония.

Принципиальная технологическая схема сорбционного извлечения ванадия из растворов водного выщелачивания и получения пятиоксида ванадия приведена на рис. 4.

В табл.12 представлены данные по основным режимам отдельных операций и показателям по извлечению ванадия на каждой операции и в целом по схеме водного выщелачивания.

Сернокислотное выщелачивание огарков. Сернокислотное выщелачивание огарков, полученных из слива и песков, проводили в реакторах, снабжённых мешалками. Выщелачивание проводили в восстановительном режиме для перевода всего ванадия в четырёхвалентное состояние ванадил – катиона, VO²⁺. Это делалось с целью предотвращения сорбции ванадия совместно с ураном на анионите. В качестве восстановителя использовали скрап металлического железа. Выщелачивание проводили при следующих условиях: t=80-90 °C, Т:Ж=1:3; n = 600 об/мин; [H₂SO₄]= 70 г/л; расход Fe 5 кг/т. Результаты по кинетике выщелачивания ванадия и урана приведены в табл. 13 и 14.

Как видно из результатов табл.13 и 14, оптимальным временем для сернокислотного выщелачивания огарков является τ = 8 ч. За это время извлечение ванадия в раствор составило 82,2 % для слива и 80,0 % - из песков.

При этом извлечение урана в раствор составило 91,0 % для слива и 88,3 % - из песков.

Таблица 13

Результаты сернокислотного выщелачивания ванадия
 $t=80-90\text{ }^{\circ}\text{C}$, $T:Ж=1:3$; $n = 600\text{ об/мин}$; $[\text{H}_2\text{SO}_4]=70\text{ г/л} + 5\text{ кг/т Fe}$

Время, ч	Огарок из слива, [V] _{исх} = 6700 г/т;			Огарок из песков, [V] _{исх} = 4600 г/т;		
	Раствор [V] мг/л	Хвосты [V], г/т	E _v , %	Раствор [V] мг/л	Хвосты [V], г/т	E _v , %
τ = 3	1024	1900	71,6	1090	1300	71,7
τ = 6	1733	1500	77,6	1160	1120	75,7
τ = 8	1840	1190	82,2	1220	920	80,0

Таблица 14

Результаты сернокислотного выщелачивания урана
 $t=80-90\text{ }^{\circ}\text{C}$, $T:Ж=1:3$; $n = 600\text{ об/мин}$; $[\text{H}_2\text{SO}_4]=70\text{ г/л} + 5\text{ кг/т Fe}$

Время, ч	Огарок из слива, [U] _{исх} = 1200 г/т			Огарок из песков, [U] _{исх} = 680 г/т		
	Раствор [U] мг/л	Хвосты [U], г/т	E _U , %	Раствор [U] мг/л	Хвосты [U], г/т	E _U , %
τ = 3	333	200	83,3	160	200	70,5
τ = 6	350	160	86,8	178	146	78,5
τ = 8	365	110	91,0	200	80	88,3

Таблица 15

Химический состав раствора сернокислотного выщелачивания

pH	Содержание, мг/л									
	У _{общ.}	U ⁺⁴	U ⁺⁵	U	Cu	Mn	H ₂ SO ₄	SO ₄ ²⁻	Fe ⁺³	Fe ⁺²
1,1	1375	1375	<5	370	318	188	14200	75560	1800	6200

Таблица 16

Результаты опытов по насыщению смолы ураном и ванадием
 (Рабочая обменная ёмкость смолы)
 $V_{\text{см}} = 1\text{ л}$; $q = 1\text{ об/об ч}$; $\text{pH} = 1,7$

Смола	Рабочая обменная ёмкость смол, мг/г		Пропущено раствора до проскока, V _p /V _{см}	Уд. объём смолы, см ³ /г
	U	V		
BO-020	66,0	<0,2	55,8	3,2
A-560	86,1	<0,2	80,3	2,9

Поэтому, при сернокислотной схеме выщелачивания огарков целесообразно измельчать исходную руду также до класса – 0,015 мм.

Сорбция урана из сернокислых растворов. Для проведения сорбции урана был наработан раствор сернокислотного выщелачивания огарка, состав которого приведён в табл. 15.

Как видно из данных табл. 15, в полученном в результате сернокислотного выщелачивания растворе практически весь ванадий присутствует в восстановленном четырёхвалентном состоянии, т.е. в форме ванадила – катиона VO⁺². Из примесей катионов наибольшую концентрацию имеет железо, которое находится в основном в форме Fe⁺², а также примеси меди и марганца. Из примесей анионов наибольшую концентрацию имеют сульфат – ионы (75 г/л). Из-за присутствия ионов меди раствор окрашен в голубой цвет.

Сорбцию урана проводили в динамическом режиме, в колонках с использованием сильноосновных анионитов марок BO-020 и A-560 в SO₄²⁻ форме.

Перед сорбцией раствор нейтрализовали аммиаком до pH 1,7. Насыщение смолы проводили в динамических условиях путём пропускания раствора через слой смолы со скоростью 1 об/об в час до появления в маточниках сорбции урана с концентрацией более 5 мг/л. После появления в маточных растворах [U] > 5 мг/л, сорбцию останавливали, смолу промывали водой из расчёта V_p/V_{см} = 4. Промывные воды анализировали на содержание урана и ванадия, которые составили в среднем менее 5 мг/л. Из колонок отбирали среднюю пробу смолы, сушили и анализировали на содержание урана и ванадия. Результаты опытов по насыщению смолы ураном (рабочая обменная ёмкость смолы) и ванадием приведены в табл. 16.

Как видно из результатов табл. 16, рабочая обменная ёмкость смол по урану составила 66,0 мг/г для смолы BO-020 и 86,1 мг/г для смолы A-560.

Ванадий при этом не сорбируется. Насыщенную ураном смолу рекомендуется отправлять на десорбцию урана и получение готовой продукции по существующей схеме. Принципиальная технологическая схема сернокислотного восстановительного выщелачивания огарка с сорбционным извлечением урана из растворов представлена на рис. 5.

В табл. 17 представлены данные по основным режимам проведения отдельных операций и показателям по извлечению урана на каждой операции и в целом по схеме сернокислотного выщелачивания.

Сорбция ванадия из маточных растворов сорбции урана. В маточных растворах сорбции урана ванадий находится в четырёхвалентном состоянии в виде ванадила – катиона VO⁺². Для перевода его в пятивалентное состояние в виде ванадата – аниона VO₃⁻ проводили окисление раствора. Опыты показали, что для окисления ванадия можно использовать как пиролюзит, так и перекись водорода. Преимущество пиролюзита состоит в более низкой цене, однако требуется дополнительная операция фильтрации растворов после окисления.

Поэтому окисление растворов проводили как с использованием MnO₂ при расходе последнего 10 кг/м³ и перемешивании в течение 1 ч, так и перекиси водорода при расходе H₂O₂ 20 мл/л и перемешивании в течение 0,5 ч. Окисленный раствор направляли на сорбцию ванадия с использованием анионита D – 301 G. Сорбцию проводили в динамическом режиме, при q = 1 об/об ч; pH = 1,7.

Результаты по сорбции ванадия из маточных растворов сорбции урана при скорости пропускания растворов q = 0,5 об/об ч представлены в табл. 18.

Таблица 17

Основные режимы и показатели извлечения урана по схеме сернокислотного выщелачивания огарка

№ п/п	Наименование операции	Режимы проведения	Показатели по извлечению урана на операциях, %
1	Дробление и измельчение руды	До класса – 0,15 мм	E = 100
2	Обжиг руды	Расход Na_2CO_3 30 кг/т; $t = 800^\circ\text{C}$; $\tau = 2$ ч; перемешивание и окисление воздухом	E = 100
3	Сернокислотное восстановительное выщелачивание огарка, фильтрация и промывка осадка	Концентрация $[\text{H}_2\text{SO}_4] = 60 - 70$ г/л $t = 85-95^\circ\text{C}$; Т:Ж = 1: 2-3 $\tau = 8$ ч; перемешивание; промывка горячей водой Т:Ж = 1: 2-3	E = 91
4	Нейтрализация кислых продуктивных растворов с рН 1,0-1,1	Аммиаком до рН = 1,7-1,8. перемешивание	E = 100
5	Сорбция урана из растворов и промывка насыщенной смолы	рН = 1,7-1,8 $q = 1$ об/об ч $t = 20-25^\circ\text{C}$ (окол. среды) Промывка смолы. $q = 0,1$ В/В ч; $Q = 2-3$ В/В ч Смолы ВО – 020 или А - 560	E = 99
6	Десорбция урана на УППР и получение солей сернокислых	По существующей технологии	E = 98
7	Получение U_3O_8 на ГМЗ- 1	По существующей технологии	E = 99,8

Извлечение урана по схеме сернокислотного выщелачивания составило, E = 88 %.

Таблица 18

Результаты по сорбции ванадия из маточных растворов сорбции урана
 $[\text{V}^{5+}]_{\text{исх}} = 1375$ мг/л; рН = 1,7; $q = 0,5$ об/об ч

Пропущено раствора. V_F/V_{CM}	Время сорбции, ч	Концентрация V^{5+} в маточниках сорбции, мг/л
1	2,0	<5,0
5	10,0	<5,0
10	20,0	<5,0
20	40,0	<5,0
30	80,0	<5,0
35	90,0	20,0

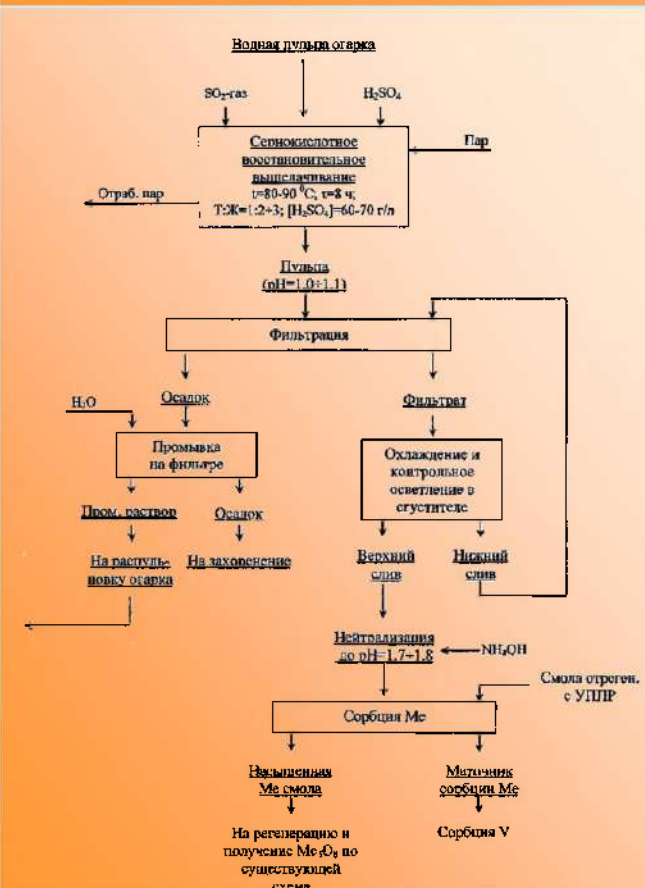


Рис.5. Принципиальная технологическая схема сернокислотного восстановительного выщелачивания огарка с сорбционным извлечением урана из растворов

После появления в маточных растворах $[\text{V}] > 5$ мг/л (> 30 об/об), сорбцию останавливали, смолу промывали водой из расчёта $V_F/V_{CM} = 4$. Промывные воды анализировали на содержание ванадия, которое составило в среднем $[\text{V}] = 6,1$ мг/л. Из колонок отбирали среднюю пробу смолы, сушили и анализировали. Результаты опытов по насыщению смолы ванадием (рабочая обменная ёмкость) приведены в табл. 19.

Таблица 19

Результаты опытов по сорбции ванадия из маточных растворов сорбции урана (Определение рабочей обменной ёмкости смолы)
 $V_{CM} = 1$ л; $q = 1$ об/об ч; рН = 2,1

Смола	Рабочая обменная ёмкость смол		Пропущено раствора до прокола, V_F/V_{CM}	Уд. объем смолы, см ³ /г
	мг/г	г/л		
D-301G (расчётное по растворам)	119,6	41,2	30	2,9
D-301G (по данным анализа)	128,6	44,3	30	3,0

Как видно из результатов табл. 19, рабочая обменная ёмкость смолы по ванадию для смолы D-301G составила: расчётная по растворам – 119,6 мг/г, фактическая по данным анализов 128,6 мг/г.

Десорбцию анионитов проводили в динамическом режиме, в тех же колонках, при удельной скорости $q = 0,1$ об/об ч раствором, содержащим, 100 г/л NH_4OH и 50 г/л NH_4NO_3 и температуре 20-25 °С. Результаты по десорбции ванадия из насыщенных смол представлены в табл. 20.

Ванадат аммония из аммиачных десорбатов получали методом высаливания. Для этого в аммиачный десорбат добавляли сухой нитрат аммония из расчёта 100 г/л. После медленного перемешива-

Таблица 20

Результаты по десорбции ванадия со смол

Смола	Уд. объем смолы, см ³ /г	[V] в насыщенной смоле, мг/г	Пропущено растворов, VP-P/VCМ	Время десорбции, ч	Концентрация в десорбате, мг/л	Остаточное содержание в смоле, мг/г
D-301G	2,9	128,6	6,0	12,0	6546	14,7

Таблица 21

Результаты по осаждению ванадата аммония и получению пятиоксида ванадия

Смола	Концентрация ванадия, мг/л		Содержание V ₂ O ₅ в готовой продукции, %		Примечание
	В десорбате	В маточнике осаждения	Без отмывки на фильтре	С отмывкой на фильтре	
D-301G	6546	242	94,9	95,1	[S] < 0,2 % [Fe] = 0,54 %

Таблица 22

Основные режимы и показатели извлечения ванадия по схеме серноокислотного выщелачивания огарка

№ п/п	Наименование операции	Режимы проведения	Показатели по извлечению ванадия на операциях, %
1	Дробление и измельчение руды	До класса – 0,15 мм	E = 100
2	Обжиг руды	Расход Na ₂ CO ₃ 30 кг/т; t = 800 °C; τ = 2 ч; перемешивание и окисление воздухом	E = 100
3	Серноокислотное восстановительное выщелачивание огарка, фильтрация и промывка осадка	Концентрация [H ₂ SO ₄] = 60 – 70 г/л t = 85-95 °C; Т:Ж = 1: 2+3 τ = 8 ч; перемешивание; промывка горячей водой Т:Ж = 1: 2+3	E = 81
4	Нейтрализация кислых продуктивных растворов с рН 1,0-1,1	Аммиаком до рН = 1,7-1,8, перемешивание	E = 100
5	Сорбция урана из растворов и промывка насыщенной смолы	рН = 1,7-1,8 q = 1 об/об·ч t = 20-25 °C (окруж. среды) Промывка смолы: q = 0,1 V/V·ч; Q = 2-3 V/V ч Смолы ВО – 020 или А – 560	E = 100
6	Окисление V ⁴⁺ в маточных растворах сорбции урана до V ⁵⁺	Перемешивание с H ₂ O ₂ (20 л/м ³) или с MnO ₂ (10 кг/м ³).	E = 100
7	Сорбция ванадия из растворов и промывка насыщенной смолы	рН = 1,7-1,8 q = 0,5 об/об·ч t = 20-25 °C (окруж. среды) Промывка смолы: q = 0,1 V/V·ч; Q = 2-3 V/V _{см} Смолы D – 301 G или А - 110	E = 99
8	Десорбция ванадия, промывка и регенерация смолы (перевод в SO ₄ – форму)	100 г/л [NH ₄ OH] + 20-50 г/л [NH ₄ NO ₃] t = 45-50 °C q = 0,1 V/V·ч Q = 5 – 7 V/V Промывка водой: q = 0,1 V/V·ч Q = 2-3 V/V Регенерация 50 г/л H ₂ SO ₄ ; q = 0,1 V/V·ч Q = 2-3 V/V	E = 98
9	Осаждение метаванадата аммония	Расход NH ₄ NO ₃ (сухого) 100 г/л; t = 45-50 °C; τ = 1-2 ч; фильтрация. Маточник осаждения C _{МАТ} = до 300 – мг/л – на утилизацию	E = 94
10	Получение пятиоксида ванадия, V ₂ O ₅	Сушка NH ₄ VO ₃ при t = 200-250 °C Прокалка при t = 600-650 °C, τ = 1-2 ч.	E = 100

Извлечение ванадия по схеме серноокислотного выщелачивания составило, E = 73,9 %.

ния в течение 2 ч раствор выстояли до выпадения из него ванадата аммония. Осадок ванадата аммония отфильтровывали. Полученный ванадат аммония сушили при температуре 105-110 °C и прокалили при температуре 600-650 °C в течение 2 ч. Результаты приведены в табл. 21.

Как видно из табл. 21, по схеме серноокислотного выщелачивания удалось получить пятиокись ванадия с содержанием V₂O₅ примерно 95 %.

В табл. 22 приведены основные режимы и показатели извлечения ванадия из руды и получению V₂O₅ по схеме серноокислотного выщелачивания огарка.

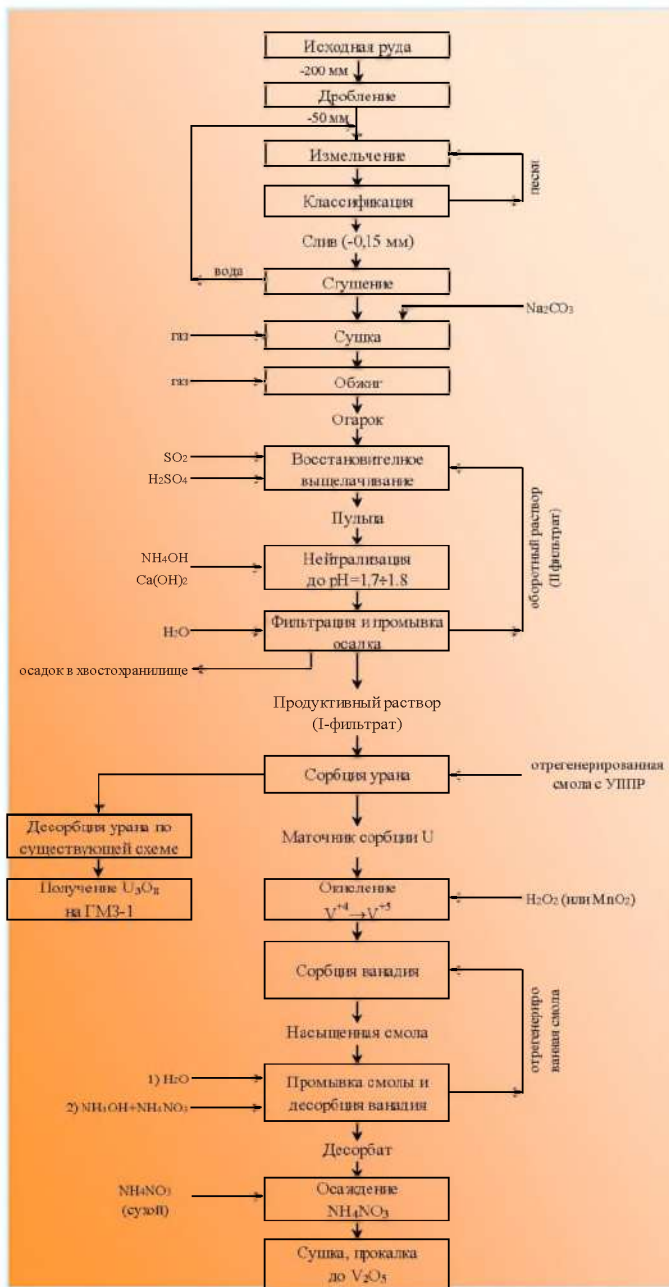


Рис.6. Принципиальная технологическая схема переработки чёрносланцевых руд с получением пятиоксида ванадия и закиси-оксида урана

На рис. 6 представлена принципиальная технологическая схема переработки чёрносланцевых руд с получением пятиоксида ванадия и закиси-оксида урана.

Проведены лабораторные исследования и полупромышленные испытания по переработке чёрносланцевой руды месторождения Маьдани (Рудное) с исходным содержанием ванадия 6,11 кг/т (10,9 кг/т V₂O₅) и урана 1,113 кг/т.

Установлено, что измельчение руды целесообразно проводить до класса – 0,15 мм.

Определены оптимальные условия обжига руды: натрийсодержащий реагент – кальцинированная сода с расходом 30 г/т Na₂CO₃; температура обжига – 800°C, время – 4 ч, перемешивание и окисление воздухом.

По схеме водного выщелачивания огарка извлечение ванадия в готовую продукцию (V₂O₅) составило 41 %. Приведена принципиальная схема и основные режимы осуществления процесса. Содержание V₂O₅ в готовой продукции составило 96 %.

По схеме серноокислотного выщелачивания огарка извлечение ванадия в готовую продукцию (V₂O₅) составило 73,9 %, урана – 88 %. Приведена принципиальная схема и основные режимы осуществления процесса. Содержание V₂O₅ в готовой продукции составило 95 %.

Библиографический список:

1. Санакулов К.С., Петухов О.Ф., Василёнок О.П. Перспективы развития ванадиевого комплекса за рубежом и в Республике Узбекистан // Горный вестник Узбекистана. – 2017. - №3. – С.84-87.
2. Киндяков П.С., Коршунов Б.Г., Фёдоров П.И., Кисляков И.П. Химия и технология редких и рассеянных элементов. - М.: Высшая школа. - 1978. - Том 3. - С. 16-33.
3. Петухов О.Ф., Туресебеков А.Х. О причине упорности руд в отношении выщелачивания из них ванадия // Горный вестник Узбекистана. – 2012. - №3. – С.41-43.
4. Андреев Е.Е., Антошин Б.Е., Тихонов О.Н. Анализ состояния и перспективы развития ванадиевого комплекса в России и за рубежом // Обогащение руд. – 2004. - №3. – С. 35-40.

СРАВНИТЕЛЬНОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ СТРУКТУРЫ ОТЛИВОК ИЗ ИЗНОСОСТОЙКИХ ЧУГУНОВ



Ганиев Ю.У.,
начальник ЦРМЦ
НГМК



Жумаев А.А.,
докторант Навоийского
отделения АН РУз



Комилов Ж.М.,
начальник ЦЗЛ ПО НМЗ,
НГМК



Худойбердиев Р.Х.,
Зам. начальника ЛП ПО
НМЗ, НГМК

Ушбу мақолада 280Х29НЛ ва 300Х32Н2М2ТЛ оқ каррозияга чидамли чуян маркалари ўрганилган, уларнинг кимёвий таркиби ва ички тузилмаси таққосланган. Уларнинг ички таркиби эвтектикали таркибга яқин, бироқ улар мурт ва ушалишга мойиллиги бор. Катталаштирилган кўринишида баъзи жойларда ушалишлар кўринади, ушалиши йўқ жойларда эса кулранг сульфидлар яққол кўриниб туради. Ўрганилаётган чуянларда карбидлар ўлчамлари 8,6 мкм дан 31 мкм гача кенг доирасида ўзгариб туради.

Таянч иборалар: куйма темирнинг асосий бардошлиги, карбид фазаси, абразив чидамлиги, йўқори хром оқ куйма темир, тузилиш, кимёвий таркиби, карбид, микротузилиш.

In this article, white wear-resistant cast irons of the grades 280H29NL and 300H32N2M2TL are investigated, the chemical compositions and their structures are compared. It has a composition close to eutectic, but is prone to brittle chipping. At high magnifications in the metal base, the places of chipping are found, and where the chipping has not yet passed, gray sulphides are clearly visible. The carbide sizes of the cast irons under investigation vary widely from 8.6 μm to 31 μm .

Key words: wear-resistant cast iron, carbide phase, abrasive wear, high-chromium white cast iron, structure, chemical composition, carbide, microstructure.

С каждым годом ужесточаются условия эксплуатации машин, которые работают в абразивных и гидроабразивных средах. В этой связи повышаются требования к материалам, из которых изготавливают литые детали таких машин и механизмов. Современные белые износостойкие чугуны – сложнлегированные многокомпонентные сплавы, разнообразные по структуре и свойствам [1]. Они представляют собой отдельную группу промышленных сплавов, при затвердении которых формируется карбидная фаза. Именно она определяет специфические свойства белых износостойких чугунов [2]. Зачастую лишь белые износостойкие чугуны в состоянии обеспечить надежную эксплуатацию самой разнообразной техники, работающей в жестких условиях интенсивного абразивного износа. Несмотря на то, что в мировой практике накоплен значительный опыт применения в качестве износостойких материалов для изготовления износостойких деталей высокохромистых, хромомарганцевых, хромоникелевых и других белых чугунов, проблемы выбора материалов для конкретных условий эксплуатации остаются [3]. В настоящее время в литейном производстве Навоийского машиностроительного завода производится более 117 тонн в месяц литых отливок из высокохромистого белого чугуна. Открытым остается вопрос выбора материалов и для изготовления литых деталей шнековых классификаторов, колес, крышек и корпусов шлаковых насосов, импеллеров флотационных машин и деталей иного оборудования гидromеталлургических заводов [4].

Методика эксперимента

Для проведения исследований отлиты образцы размерами 25x20x20 мм из белых износостойких чугунов марки 280Х29НЛ и 300Х32Н2М2ТЛ на индукционной печи ИЧТ-2,5 (пр-во Россия).

Химический состав образцов определен эллиптическим спектральным методом на приборе Spectro-Lab –М (пр-во Германия).

Микрошлиф подготовили на шлифовально-полировальном станке «НЕРИС» (пр-во Латвия). Для шлифовки образцов применены шлифовальный шкурки зернистостью от 180 до 1500 мкм. Полировка поверхности микрошлифов произведена с помощью пасты ГОИ.

Для выявления структуры образцы подвергнуты травлению реактивом следующего состава: 15 мл азотной кислоты, 15 мл соляной кислоты и 15 мл глицерина. Время травления 10 мин., при температуре реактива 60-65 °С.

Полученные результаты и их обсуждение

Результаты анализа приведены в табл. 1.

Основной особенностью высокохромистых белых чугунов является наличие в микроструктуре легированных карбидов железа и карбидов легирующих элементов, обеспечивающих высокую износостойкость в условиях абразивного изнашивания. Количество карбидов в структуре чугуна тем больше, чем выше содержание углерода. Тип образующихся карбидов определяется соотношением содержания хрома и углерода в чугуне [3]. При этом максимальную износостойкость имеют чугуны, содержание углерода в которых соответствует эвтектическому, а соотношение хрома и углерода обеспечивает образование карбидов типа $(\text{Cr}, \text{Fe})_7\text{C}_3$ и отсутствие карбидов типа $(\text{Cr}, \text{Fe})_3\text{C}$. Общее количество карбидов ($K_{\text{общ}}$) в образцах: $K_1 = 34,61\%$, $K_2 = 32,56\%$.

Увеличение размеров карбидных включений снижает износостойкость чугуна. Степень влияния размеров карбидов зависит от условий изнашивания и характеристики абразива, что связано с влиянием этих

Химический состав исследуемых сплавов

Таблица 1

	Элементы, %									
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Mo	Ti	Cu
Образец № 1 (280Х29НЛ)	2,92	0,51	0,57	0,067	0,032	28,86	1,54	0,057	-	0,2
Образец № 2 300Х32Н2М2ТЛ	2,67	1,13	0,57	0,043	0,018	31,58	1,93	0,37	0,2	0,07

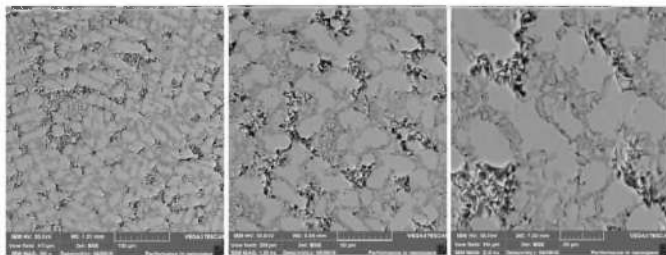


Рис.1. Структура чугуна 280X29НЛ, при увеличениях $\times 500$, $\times 1000$, $\times 2000$

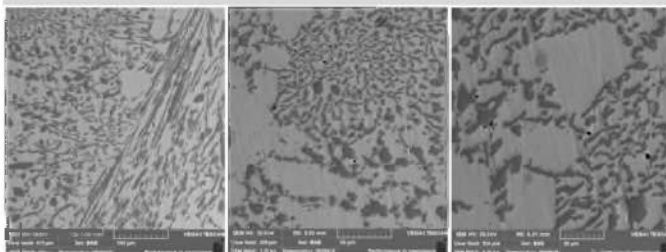


Рис.2. Структура чугуна 300X32H2M2ТЛ, при увеличениях $\times 500$, $\times 1000$, $\times 2000$

факторов на формирование напряжений в карбидах и на распределение напряжений между карбидом и металлической основой. Крупные карбидные включения (особенно в мягкой матрице) растрескиваются и выкрашиваются под действием напряжений, создаваемых абразивной частицей, и деформаций основы. Мелкие – передают часть напряжений

на металлическую основу и не разрушаются. В относительно «мягких» условиях в чугуне допустимы более крупные карбиды, в более «жестких» по скорости, твердости, остроугольности, массе абразива допустимый размер карбидов уменьшается.

Для изучения микроструктуры образцов применён электронный микроскоп SEM EVO Carl Zeiss NA 10.

В частности образцы чугуна марки 280X29НЛ, имеют в своем составе повышенное содержание серы. Сульфиды железа, образующиеся при повышенной содержании серы, охрупчивает сплав и износ проходит с выкрашиванием карбидов.

Влияние размеров, количество и ориентации карбидов в структуре чугуна особенно существенно в условиях ударно-абразивного изнашивания. В этих условиях большое значение имеет прочность связи карбидов с матрицей и их способность равномерно распределять энергию удара абразивной частицы.

Обнаружена зависимость износостойкости высокохромистых чугунов не только от твердости, но и от ориентации карбидов типа $(Cr, Fe)_7C_3$ по отношению к изнашиваемой поверхности детали.

Таким образом, по результатам выполненных исследований можно сделать следующие выводы:

1. Белый высокохромистый чугун марки 280X29НЛ и 300X32H2M2ТЛ отливается в литейном производстве ПО НМЗ имеет состав близкий к эвтектическому, но склонен к хрупкому выкрашиванию. При больших увеличениях в металлической основе обнаруживаются места выкрашивания, а где выкрашивание ещё не прошло, хорошо видны сульфиды серого цвета.

2. Размеры карбидов исследуемых чугунов изменяются в широких пределах от 8,6 мкм до 31 мкм.

Библиографический список:

1. А.А. Жуков и др. Износостойкие отливки из комплексно-легированных белых чугунов. Москва.: Машиностроение, 1984, С. 42 - 66.
2. Цыпин И.И. Белые износостойкие чугуны. Структура и свойства. М.: Металлургия. – 1983. – 176 с.
3. Покровский, А. И. Горячая пластическая деформация чугуна: структура, свойства, технологические основы / А. И. Покровский. – Минск : Белорусская наука, 2010. – 256 с.
4. Carbide Transformations Eutectic Cementite During The Hot Working of Chromium Vanadium Alloy White Irons / P. F. Nichnicovskaya, T. M. Mironova, Ju .N. Taran et al. – Pittsburg : The Minerals & Metals Society, 1993. pp. 51.

СТАНОК УНИВЕРСАЛЬНЫЙ КОНСОЛЬНО-ФРЕЗЕРНЫЙ

НФ-1200

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

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

КОЛЕБАНИЕ ИЗОГНУТОГО ТРУБОПРОВОДА ПОД ДЕЙСТВИЕМ ПЕРЕМЕННОГО ВНУТРЕННЕГО ДАВЛЕНИЯ

Ушбу мақолада эгилган полимер қуғур ва унда сиқилишда бўлмаган таянч орқали ўтувчи суюқлик бўйлама ўққа нисбатан, тебранишлари кўрилмоқда. Қуғурдаги суюқликнинг оқими (ҳаракатланиши), қуғурда ҳамда суюқликда ҳосил бўладиган инерция кучи, ички зўриқиш кучи, Архимед кучи ва қуғур элементларининг ҳаракатиға қаршилиқ қиливчи кучларни Стокс формуласи орқали аниқлаш мумкин. Ҳисоблашларда қуғурдаги суюқликнинг ҳаракатланиш тезлиги ҳисобга олинмаган. Кучланиш ва деформацияларни ҳисоблашда олинган сонли натижалар юқоридаги параметрларға боғлиқ бўлади.

Таянч иборалар: қуғур, суюқлик, ички зўриқиш кучи, Архимед кучи, арунт, тезлик, ҳаракат, динамика, атроф-муҳит, тебраниш, зичлик, буралиш бурчаги.

This paper considers oscillations of a bent polymer pipeline and an incompressible fluid enclosed in it relative to the longitudinal axis passing through the supports. The flow of fluid in the pipeline takes into account, in addition to the internal forces of the inertia force of the pipeline and fluid, as well as the buoyancy force of Archimedes, the resistance force of the movement of the pipe element, which is determined by the Stokes formula. When calculating the velocity, the motion of the fluid is neglected. The obtained numerical results of stresses and displacements taking into account the effect of the above parameters

Key words: pipeline, liquid, internal forces, Archimedes force, soil, speed, movement, dynamics, environment, fluctuations, density, angle of rotation.

Кульмуратов Н.Р.,
старший преподаватель
кафедры "Технология
машиностроения" НГИИ



Газо-, водо- и нефтепроводы, контейнеры и колонны, корпуса подводных лодок, ракетных двигателей и фюзеляжи самолётов - неполный перечень конструкций, где трубопроводов с протекающей жидкостью является несущим элементом [1-5]. Все эти факторы, как правило, не учитываются при проектировании трубопроводных систем. Например, при проектировании магистральных трубопроводов [9] учитываются все действующие на трубопровод нагрузки - изменение температуры, вес засыпки, ветровые и снеговые нагрузки и т.д., за исключением динамического характера нагруженности стенки трубопровода в процессе эксплуатации. В нормативных документах различных отраслей промышленности в основном регламентируются допустимые уровни вибрации трубопроводов. Так, согласно нормам, аварийный уровень вибрации оценивается значением вироскорости $V_e = 18$ мм/с, а предупредительный - превышением $V_e = 41$ мм/с. Необходимо отметить, что во многих отраслевых нормативных документах отсутствуют не только ограничения на пульсации давления, но и ограничения на вибрации. В то же время в последние годы замена изношенных трубопроводов ведется крайне низкими темпами. При отсутствии регламентирующих ограничений на допустимые динамические нагрузки это приводит к ежегодному увеличению количества аварий на трубопроводах на 7-10% (по данным ежегодных докладов о состоянии окружающей среды в РФ). Для определения напряжений в стенках трубопровода будем полагаться, что помимо постоянного рабочего давления.

В настоящей работе исследуются динамическое поведение изогнутого трубопровода при протекании жидкости. Предлагается методика решения и алгоритм получения численных результатов. Обсуждаются полученных численных результатов на основе предлагаемые методики и алгоритмов.

Постановка задачи и методы решения.

Рассматривается пространственного колебания изогнутые трубопровода и заключенной в нем несжимаемой жидкости относительно оси O_z (рис. 1), проходящей через опоры. Предполагается, что трубопровод находится под действием переменного внутреннего давления. Скорости движение жидкости

пренебрегается. Длина трубопровода равно - l , толщина его стенки - h , а суммарная масса однородного трубопровода и жидкости

$$m = m_1 + m_2$$

. В данной постановке задачи будем пренебрегать продольными силами инерции по сравнению с поперечными.

Элемент трубопровода dz и массой $dm = (m/l)dz$

Поперечная распределенная нагрузка q_n на трубопровод выражается формулой

$$p_i q_n = -\frac{m}{l} \left(\frac{\partial^2 w}{\partial t^2} - g \cos \theta \right) + p_i F_i \frac{\partial^2 w}{\partial z^2} \quad (1)$$

где $F_i = \pi R_i^2$, $p_i = p_0 + p_v \sin(\Omega t + \varphi)$, w - прогиб

элемента трубопровода, $\Omega, \varphi, p_0, p_v$ - значения круговой частоты, начальной фазы, статической и амплитуды динамической

составляющих переменного внутреннего давления p_i в

трубопроводе, R_i, F_i - внутренний радиус и площадь поперечного сечения трубопровода, t - время. Величина выталкивающей силы

dF_A Архимеда, действующей на элемент трубы длиной dz ,

равна $dF_A = \rho_c \pi R_k^2 g dz$, $R_k = R_i + h$, где ρ_c - плотность

жидкости, $g = 9.8 m/c^2$, сила $d\vec{F}_c$ сопротивления движения элемента трубы определяется формулой Стокса[9]

$$d\vec{F}_c = -\mu \vec{V}_a dz$$

где \vec{V}_a - абсолютная скорость элемента, μ - коэффициенты сопротивления, зависящий от вязкости жидкости и формы внутренней поверхности трубы.

Согласно теореме о сложении скоростей $\vec{V}_a = \vec{V}_1 + \vec{V}_2$, где

\vec{V}_1 и \vec{V}_2 - относительная и переносная скорости элемента трубы. При этом, последняя определяются формулой

Таким образом, $d\vec{F}_c$ сопротивления можно представить в виде

$$dF_{c1} = \mu \frac{\partial w}{\partial t} dz, \quad dF_{c2} = \mu w \frac{\partial \theta}{\partial t} dz$$

где θ - угол поворота трубы как твердого тела относительно Oz . Суммарный момент M_z сил восстановления (или вязко-упругости) в опорах прямо пропорционален углу θ поворота трубы как твердого тела относительно оси Oz :

$$M_z = c_0 \left[\theta(t) - \int_0^t R_c(t-\tau) \theta(\tau) d\tau \right]$$

где $R_c(t-\tau)$ ядро релаксации; c_0 - мгновенной модуль упругости. Касательное a_τ к траектории, нормальное a_n и Кориолисов a_k ускорения выделенного элемента трубопровода равны

$$a_\tau = w \frac{d^2\theta}{dt^2}, \quad a_n = w \left(\frac{d\theta}{dt} \right)^2, \quad a_k = 2 \frac{d\theta}{dt} \frac{\partial w}{\partial t}$$

Таким образом, силы инерции dF_τ, dF_n, dF_k выделенного элемента трубопровода запишется

$$dF_\tau = dm \cdot w \cdot \frac{d^2\theta}{dt^2}, \quad dF_n = dm \cdot w \cdot \left(\frac{d\theta}{dt} \right)^2, \quad dF_k = 2 dm \cdot \frac{d\theta}{dt} \frac{dw}{dt}$$

Уравнение равновесия трубопровода в виде суммы моментов всех приложенных сил и сил инерции относительно оси Oz

$$-\int_{(m)} (dmg - dF_A) w \sin \theta - \int_{(m)} w dF_\tau - \int_{(m)} w dF_k - M_z = 0, \quad (2)$$

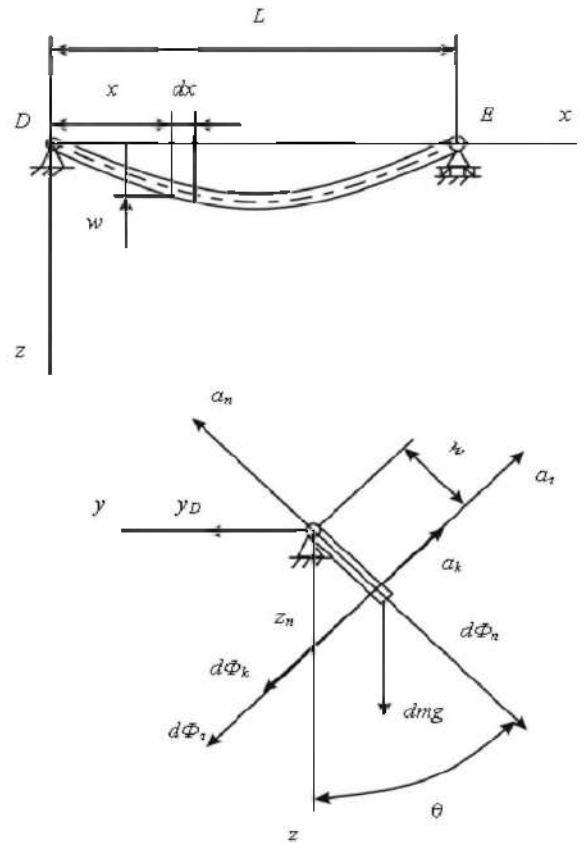


Рис.1. Расчетная схема

где g - гравитационное ускорение. Уравнение (2) после некоторых преобразований и с учетом

$$T = \frac{EF}{2l} \int_0^l \left(\frac{\partial w}{\partial z} \right)^2 dz$$

принимает вид

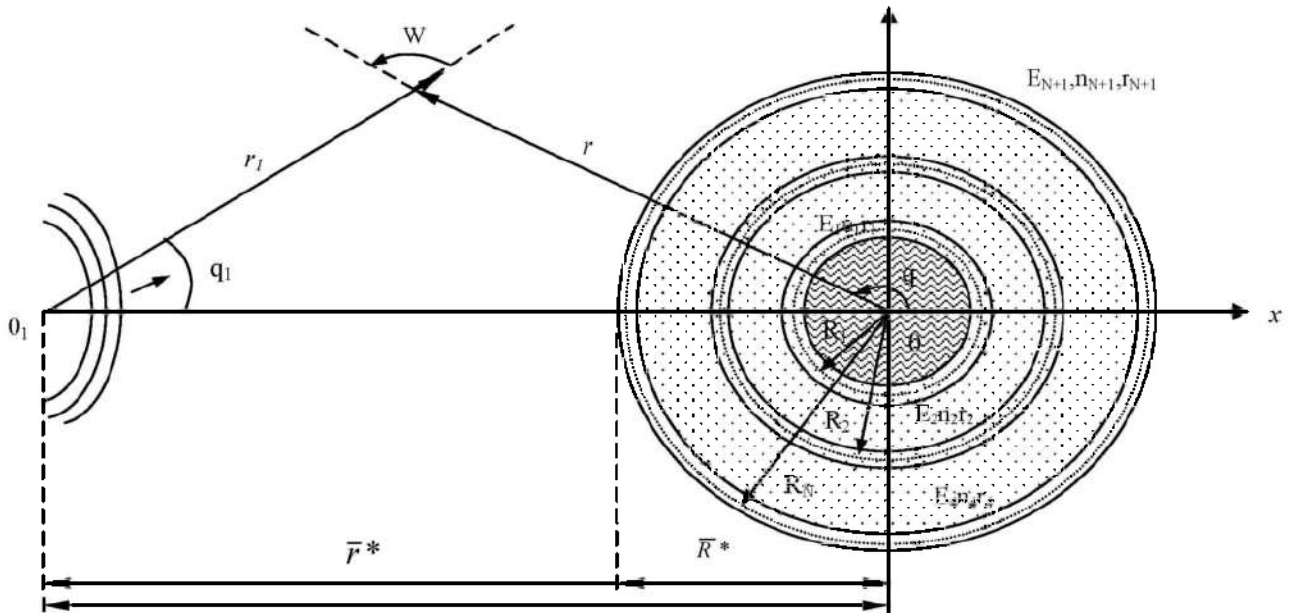


Рис.2. Расчетная схема

$$\frac{\partial^2 w}{\partial t^2} + \frac{EJ}{m} \frac{\partial^4 w}{\partial z^4} - \frac{T_i}{m} \frac{\partial^2 w}{\partial z^2} - g_1 \cos \theta - w \left(\frac{d\theta}{dt} \right)^2 = 0 \quad (3)$$

где $T_i = T - p_i F_i, J = \pi R_i^3 h$ - осевой момент инерции
 $g_1 = g - F_k / m$

пошады поперечного сечения трубопровода,
 Изгибные перемещения трубопровода, удовлетворяющие граничным условиям

$$w(0, t) = 0; \quad \frac{\partial^2 w(0, t)}{\partial z^2} = 0; \quad w(l, t) = 0; \quad \frac{\partial^2 w(l, t)}{\partial z^2} = 0 \quad (4)$$

примем в виде

$$w = W_0 \sin \frac{\pi z}{l} + \sum_{k=1}^{\infty} w_k(t) \sin \frac{k \pi z}{l} \quad (5)$$

где

W_0 и $w_k(t)$ - амплитуды статической и динамической составляющих изгибных перемещений.

Подставляя решению (5) в уравнения (3) и (4) и применяя процедуру Бубнов-Галеркина [10], после несложных преобразований получим ($\kappa=0$)

$$\begin{aligned} \frac{d^2 \theta}{dt^2} (W_0 + w_0(t))^2 + \frac{2\mu}{m} \frac{d\theta}{dt} + 2.0(W_0 + w_0(t)) \left(\frac{2g_1}{\pi} \sin \theta + \frac{d\theta}{dt} \frac{dw_0}{dt} \right) = 0; \\ \frac{d^2 w_0}{dt^2} + \frac{\mu l}{m} \frac{dw_0}{dt} + \frac{(J\pi^4)E}{l^3 m} (W_0 + w_0(t)) = \frac{4g_1}{\pi} \cos \theta + (W_0 + w_0(t)) \left(\frac{d\theta}{dt} \right)^2 - \\ - \frac{\pi^2}{ml} \left[\frac{EF\pi^2}{4l^2} (W_0 + w_0(t))^2 - F_i(p_0 + p_v \sin(\Omega t)) \right] (W_0 + w_0(t))^2. \quad (6) \end{aligned}$$

Система уравнений (6) решается при следующих начальных условиях

$$t = 0: \quad \theta = \theta_0, \quad \dot{\theta} = d\theta/dt = \omega_0; \\ w_0 = 0, \quad dw_0/dt = 0. \quad (7)$$

θ_0, ω_0

Здесь - начальные угол поворота и угловая скорость отклонения трубопровода от вертикальной плоскости (рис. 2). В слу-

чае $\theta(t) = 0, w_0(t) = 0, p_v = 0$, тогда получим следующие нелинейные интегральные уравнения для определения квазистатиче-

$$\begin{aligned} W_0 \\ B_1 W_0^2 + (B_2 + B_2'') W_0 - B_2' \int_0^l R_z(t-\tau) W_0(\tau) d\tau - B_1' \int_0^l R_z(t-\tau) W_0^2(\tau) d\tau - B_3 = 0. \end{aligned}$$

$$B_1 = \frac{\pi^4 E_0 F_i}{4L^2}, \quad B_2' = \pi^2 F_i p_0, \quad B_3 = \frac{4gmL}{\pi}$$

Где.

$$R_z(t-\tau) = 0$$

Если, тогда получается результаты расчетов

$$\theta = const,$$

[11]. Если, тогда (6) принимает следующий вид

$$\frac{d^2 w_0}{dt^2} + A w_0(t) + B \cos(w_0(t)) - A \int_0^l R(t-\tau) w_0(\tau) d\tau - B \int_0^l R(t-\tau) (w_0(\tau))^2 d\tau = f(t),$$

(8)

где

$$w_0(t) = W_0 + w(t), A = \frac{(J\pi^4)E_0}{l^3 m}, B = \frac{E_0 F_i \pi^4}{4l^3 m}, f(t) = \frac{4g}{\pi} \cos \theta + \frac{\pi^2}{ml} [F_i(p_0 + p_v \sin(\Omega t))]$$

системы интегро-дифференциальных уравнений (8) решается методом возмущений. Таким образом, система интегро-дифференциальные

уравнения (6) в упругом постановке $R(t-\tau) = 0$ приведена в работе [12].

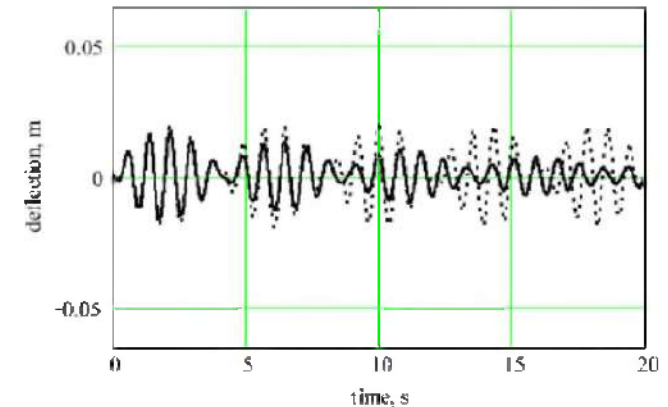
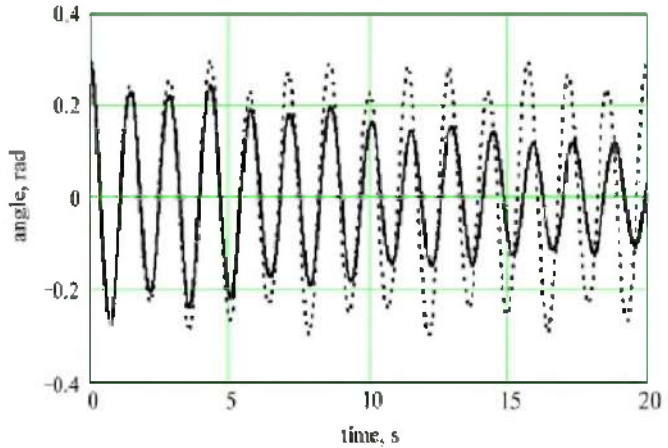


Рис. 3. Зависимости угла θ поворота и прогиба w_0 середины точки пролета трубы от времени t при $p_0 = 50 \text{ бар}, \mu = 25 \text{ Па}\cdot\text{с}, \rho_0 = 800 \text{ кг}/\text{м}^3$

Численные результаты. Численное решение задачи, определяемое методом Рунге-Кутты [13].

Результаты вычислений для следующих значений основных параметров:

$$l = 3 \text{ м}, c = 0, R_i = 0.29 \text{ м}, h = 0.006, \theta_0 = 0.3 \text{ рад}, \\ E = 2.1 \times 10^{11} \text{ Па}, \omega_0 = 0 \text{ рад/сек}, m = 6.142 \times 10^{-3} \text{ кг}$$

На рис. 3 приведены графики зависимости угла θ поворота и $w_0(t)$ динамического прогиба середины точки пролета трубы от времени t соответственно

На основе разработанной приближенной математической модели изгибно-вращательных колебательных движений трубопровода исследовали его свободных колебаний. Установлено, что с увеличением статической составляющей внутреннего давления одновременно происходит увеличение амплитуды свободных изгибных колебаний и увеличение частоты свободных вращательных колебаний трубы.

Библиографический список:

1. Кульмуратов Н.Р., Гайбуллаев З.Х., Каюмов С. Исследование механизмов потерь энергии в упругих механических системах. Узбекский журнал «ПРОБЛЕМЫ МЕХАНИКИ». Тошкент, 2003.-№3 - С. 32-34.
2. Kulturmatov N.R., Bazarov M.B. Europäische Fachhochschule European Applied Sciences ORT Publishing Shwieberdingerstr Stuttgart Germany. Europäische Fachhochschule European Applied Sciences ORT Publishing Shwieberdingerstr Stuttgart Germany# 11-2013 Volume 1 -C. 115-119.
3. Сафаров И.И., Тешаев М.Х., Киличев О. Динамические напряженные состояния тонкостенных трубопроводов. LAP, Lambert Academic Publishing (Germany). 2016. 230 с.
4. Сафаров И.И., Тешаев М.Х., Ахмедов М.Ш. Напряженно-деформированные состояния тонкостенных трубопроводов. Lambert Academic Publishing (Germany) . 2015. 335 с.
5. Safarov I.I, Boltaev Z. I., Akhmedov M. Sh. Properties of wave motion in a fluid-filled cylindrical shell/ LAP, Lambert Academic Publishing . 2016 pp. 105.
6. Safarov I.I, Akhmedov M. Sh., Qilichov O. Dynamics of underground highline from the flowing fluid. . Lambert Academic Publishing (Germany) . 2016. pp. 345.
7. Сафаров И.И., Умаров А.О. Воздействие продольных и поперечных волн на цилиндрические слои с жидкостью. Вестник Пермского университета. Математика. Механика. Информатика. Пермь, 2014 . вып. 3 (26). С. 69-75.
8. Сафаров И.И., Тешаев М.Х., Болтаев З.И. О влиянии близости источника дилатационных волн на динамические напряжения цилиндра с жидкостью . Вестник Пермского университета. Математика. Механика. Информатика. Пермь, 2015. Вып.4(31) С. 58-66
9. Самарин А.А. Вибрации трубопроводов энергетических установок и методы их устранения. — М.: Энергия, 1979. С. 25-17.
10. Сафаров И.И., Тешаев М.Х., Болтаев З.И. Волны в цилиндрической оболочке с вязкой жидкостью. Вестник Пермского университета. Математика. Механика. Информатика. Пермь, 2016. Вып.3(34) С. 82-93
11. Safarov I.I., Teshayev M. H., Madjidov M. Natural Oscillations of Viscoelastic Lamellar Mechanical Systems with Point Communications. Applied Mathematics, 2014, 5, pp. 3018-3025.
12. Safarov I.I, Akhmedov M. Sh., Boltaev Z.I. Natural Oscillations of Cylindrical Bodies with External Friction on the Boundary. Applied Mathematics, 2015, 6, С. 629-645.
13. Тимошенко С.П. Устойчивость стержней, пластин и оболочек—М.: Наука.1971. 807 с.
14. Товстик П.Е. О плотности частот колебаний тонких оболочек вращения // ПММ-1972.т.36.-Вып.2-С. 291-300.
15. <http://www.ilm.uz>.
16. <http://www.ziyo.net>.
17. <http://www.detalmash.ru>
18. <http://www.bmstu.ru>
19. <http://www.mashmex.ru>
20. <http://www.books.google.ru>

СТАНОК ВЕРТИКАЛЬНЫЙ ФРЕЗЕРНО-РАСТОЧНОЙ

НФ-630



ИЧМН
ОМЗ
производственное объединение

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

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

ISO 9001:2000 SGS

МОНИТОРИНГ И ОЦЕНКА МОЩНОСТИ ЭФФЕКТИВНОЙ ДОЗЫ В ТЕХНОГЕННЫХ ОБЪЕКТАХ УРАНОВЫХ ПРОИЗВОДСТВ

Ушбу мақолада уран ишлаб чиқариш объектларида йиллик эффектив дозани системали баҳолаш ва мониторинг қилиш натижалари келтирилган. Олинган натижалар асосида ходимлар (персонал) ва қорхона яқинида жойлашган аҳоли манзилларида яшовчилар учун йиллик эффектив доза миқдори ҳисобланган ва гистограммалар чизилган.

Таянч иборалар: мониторинг, йиллик эффектив доза, техноген объект, уран ишлаб чиқариш, эффектив доза куввати, ходимлар (персонал) иш жойи, қорхона яқинида жойлашган аҳоли манзилларида яшовчилар, эффектив доза кувватининг фон қиймати.

In this work presents the results of systematic monitoring and evaluation of the effective annual dose in man-made objects of uranium production. Based on the data obtained, annual doses of workers (personnel) and the population of adjacent settlements were calculated and a histogram was plotted.

Key words: monitoring, effective annual dose, man-made facility, uranium production, effective dose rate, workplace personnel, locality, background values of effective dose rate.

Аллаберганова Г.М.,
Ассистент кафедры
«Общей физики» НГГИ



Музафаров А.М.,
Главный инженер
ЦНИЛ НГМК, к.т.н.



Систематический мониторинг и оценка мощности эффективной дозы в техногенных объектах урановых производств предоставляет научно-методический интерес, с целью определения механизма изменения этих величин и предсказания закономерностей их динамики. На основании этих полученных значений можно проводить полноценные расчеты годовых эффективных доз (техногенная) для персонала, для ограниченной части населения и для населения расположенных вокруг этих объектов.

Несмотря на то, что в последние годы радиационная обстановка на урановых объектах, существенно снижена до определенного значения из-за предпринятых мероприятий, в настоящее время мощность дозы гамма-излучения в некоторых локальных участках остаётся относительно высокой чем фоновые значения местности [1-9]. Поэтому проведение мониторинга и оценки мощности эффективной годовой дозы техногенных объектах урановых производств являются актуальной задачей аналитики, радиационной физики и радиозологии.

Целью исследования является проведение мониторинга и оценки мощности эффективной годовой дозы техногенных объектов урановых производств. Для достижения этой цели определены основные задачи.

Основными задачами мониторинга и оценки мощности эффективной дозы в техногенных объектах являются:

- выявление участков с повышенными значениями мощности эффективной дозы и установление границ контролируемых территорий;
- систематический контроль уровней мощности эффективных доз в пределах контролируемых территорий, в том числе, на рабочих местах персонала и прилегающих населенных пунктах;
- прогнозирование и расчет годовых доз облучения работников (персонала) и населения прилегающих населенных пунктов;
- определение фоновых значений мощности эффективной дозы в окружающей среде в районе расположения предприятия;
- оценка реальной радиационной обстановки на объектах и разработка мероприятий по снижению мощности эффективной дозы для персонала и для населения;
- анализ фактической эффективности мероприятий по обеспечению радиационной безопасности и выполнения норм, правил и гигиенических нормативов в области радиационной безопасности.

Техника и методы эксперимента мощности эффективной дозы (МЭД) в объектах проводили дозиметрами-радиометрами ДКС-96, эквивалентной равновесной объёмной активности радона (ЭРОА) в атмосферном воздухе определяли приборами «Поиск» и радон-WL-метр, долгоживущих альфа-нуклидов (ДАН) в объектах, с отбором проб на аспирационные фильтры на приборе «Прогресс».

Полученные результаты и их обсуждение Эффективная годовая доза от всех радиационных факторов состоит из трех составляющих - среднегодовой мощности эквивалентной дозы - (МЭД), эквивалентной равновесной объёмной активности радона - (ЭРОА) и объёмной активности среднегодовых долгоживущих радионуклидов. Они определяется следующим образом:

$$E_{\Sigma} = E_1 + E_2 + E_3 + E_4$$

где: - E_1 - годовая эффективная (эквивалентная) доза гамма-излучения;

$$E_1 = 6,1 \cdot 10^{-6} (P_{\gamma} - P_{\phi}) \cdot T$$

- E_2 - эффективная доза от внутреннего облучения за счет значения эквивалентной равновесной объёмной активности радона (ЭРОА);

$$E_2 = 2,29 \cdot 10^{-10} (C_p - C_{p\phi}) \cdot T$$

- E_3 - эффективная доза от внутреннего облучения за счет активности долгоживущих альфа радионуклидов (ДАН) в аэрозольных фракциях воздуха;

$$E_3 = 3,18 \cdot 10^{-2} T [(C_1 - P_1 \cdot C_2) - (1 - P_1) \cdot C_3]$$

- E_4 - эффективная доза от внутреннего облучения за счет активности употребляемой питьевой воды;

$$E_4 = 1,6 \cdot 10^{-3} \cdot C_b \cdot V_b$$

На основании полученных значений этих факторов можно проводить расчет эффективной годовой дозы.

В таб. 1 приведены значение установленной нормы и формулы расчета вклада от всех радиационных факторов в эффективной годовой дозы по СанПиН-0193-06 Республики Узбекистан.

Таблица 1

Основные режимы и показатели извлечения урана по схеме серноокислотного выщелачивания огарка

Наименование точек наблюдения	Среднегодовая мощность эквивалентной дозы, (МЭД) (мкЗв/час)	Эффективная доза от внешнего облучения E_1 (мЗв/год)	Эквивалентная равновесная объемная активность радона, (ЭРОА) (Бк/м ³)	Эффективная доза от внутреннего облучения E_2 (мЗв/год)	Среднегодовая долгоживущие радионуклиды, (ДАН) (мБк/м ³)	Эффективная доза от внутреннего облучения E_3 (мЗв/год)	Эффективная доза от суммы всех радиационно опасных факторов (сверх фона) $\Sigma E = E_1 + E_2 + E_3$ (мЗв/год)
Установленные нормы по СанПиН-0193-06	для населения - 0,1176		18,5		12,0		1
	для персонала - 11,76		1250		800		20

На основании проведенных замеров и полученных средних значений МЭД во всех исследованных объектах в течение 2011-2015 годов построили гистограммы наглядно показывающую изменений на каждом объекте по отношению к установленным нормам - рис. 1 (для населения), рис. 2 (для ограниченной части населения), рис. 3 (для персонала).

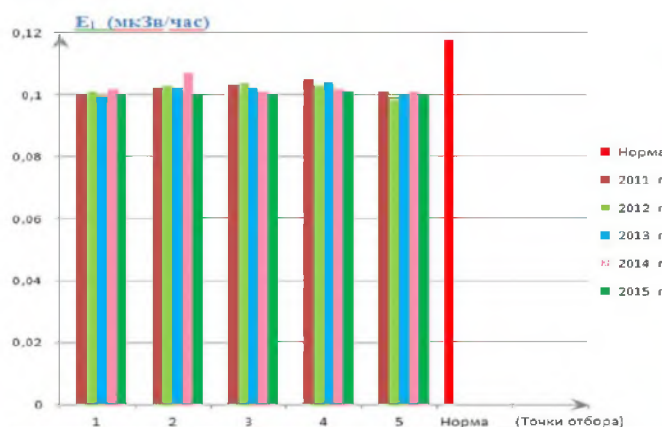


Рис. 1. Изменения среднего значения МЭД в течение 2011-2015 годов для населения

Как видно из рис. 1, для исследования значений МЭД определены пять точек наблюдений. Во всех пяти точках наблюдений значение МЭД между собой сильно не отличается и всегда менее установленной нормы. Данная зависимость показывает что, техногенный объект не несет явного или аномального радиационного влияния на наблюдательные точки населенных пунктов.

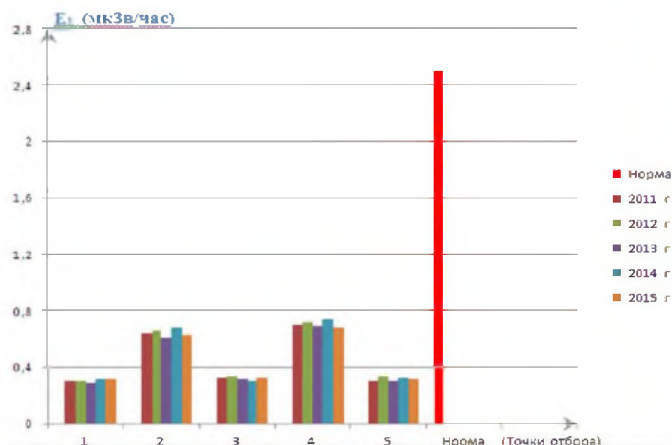


Рис. 2. Изменения среднего значения МЭД в течение 2011-2015 годов для ограниченной части населения

Как видно из рис. 2, для исследования определены пять точек наблюдений.

Из пяти точек наблюдений в точках 1, 3, 5 значение между собой сильно не отличается, а в точках 2 и 4 значение больше, чем в точках 1, 3, 5 и всегда менее установленной нормы.

Из-за близости точек наблюдение 2, 4 к источнику загрязнения средней значение МЭД относительно выше, чем в точках 1,3,5. Это показывает, что техногенный объект несет техногенное влияние на близкое расстояние.

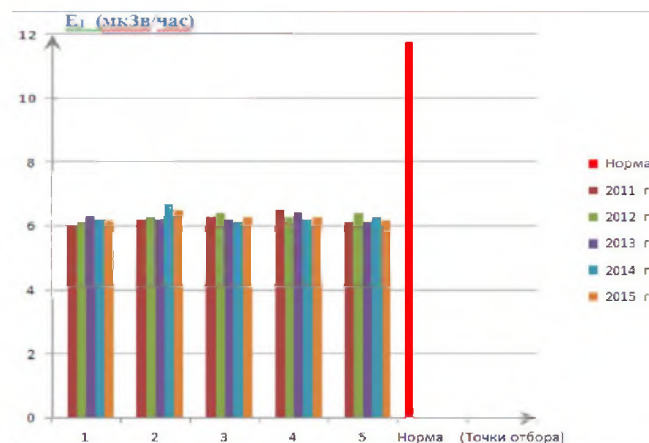


Рис. 3. Изменения среднего значения МЭД в течение 2011-2015 годов для персонала (категория А)

Как видно из рис. 3, для исследования определены пять точек наблюдений. Во всех пяти точках наблюдений значение между собой сильно не отличаются и всегда менее установленной нормы. Техногенное влияние ограничивается на территории техногенного объекта. Из полученных данных видно, что персонал надежно защищен от радиационного влияния.

Таблица 2

Результаты годовых эффективных доз для персонала уранового объекта

Дата обследования, год	Годовая эффективная доза, мЗв/год *				
	1-точка наблюдения	2-точка наблюдения	3-точка наблюдения	4-точка наблюдения	5-точка наблюдения
2011	6,82	6,22	7,12	8,02	5,97
2012	6,50	6,65	6,84	7,18	6,23
2013	6,32	6,34	6,11	6,43	6,89
2014	6,21	6,73	7,08	6,92	6,90
2015	5,87	6,31	6,65	7,33	7,17

* для персонала, норма- 20 мЗв/год

Как видно из табл. 2., расчетные годовые эффективные дозы в течение длительного времени - 2011-2015 годов для персонала, работающего на урановых объектах не превышают установленную норму - 20 мЗв/год. Кроме этого ежегодно, в течение последних 10 лет, проводится автомобильная гамма-съемка, для выявления аномальных точек источников излучения.

Таким образом, из проведенных наблюдений видно, что техногенные объекты урановых производств не являются объектом

радиоактивного загрязнения, а являются объектом оказывающего умеренное влияние на радиационную обстановку и экосистему. На основании проведенных исследований и обобщений можно сделать вывод что, техногенное влияние данных объектов не выходит за территорию данного объекта, персонал и окружающая среда надежно защищены от радиационного влияния.

Нормы и требования СанПиП-0193-06 Республики Узбекистан целиком и полностью выполняются.

Библиографический список:

1. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. - Т.: Фан, 2009. - 420 с.
2. Возжеников Г.С., Бельшев Ю.В.// Радиометрия и ядерная геофизика. Учебное пособие. – Екатеринбург, 2006. - 418 с.
3. Бекман И.// Радиоактивность, радионуклиды и радиация. –М.: PALMARIUM, 2014. – 498 с.
4. Музафаров А., Темиров Б.Р., Саттаров Г.С. Оценка влияния техногенных факторов на экологию региона //Горный журнал Москва. 2013. №8.(1). – С. 65-68.
5. Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Ослоповский С.А. Радиометрические исследования техногенных объектов //«Цветные металлы». Москва. 2016. №2. - С. 15-18.
6. Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Черчиева Е.О. Возможности применения инструментальных приборов для решения технологических и радиозоологических задач урановых производств /Сборник тезисов 9-ой международной конференции «Ядерная и радиационная физика». Алматы. Казахстан. 24-26 сентября 2013. С. 182-183.
7. Пивоваров Ю.П., Михалев В.П.// Радиационная экология. –М.: Академия, 2004. – 240 с.
8. Санитарные нормы и правила радиационной безопасности СанПиН №0193-06, (НРБ и ОСПОРБ -2006). Ташкент. – 86 с.
9. Музафаров А.М., Темиров Б.Р., Саттаров Г.С. Экологических мониторинга техногенных факторов при добыче и переработке урана и золота. Экологический вестник. 2013. Вып №12.(152). – С. 24-33.

СТАНОК ТОКАРНЫЙ УНИВЕРСАЛЬНЫЙ**НТ-425**





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

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



НОВЫЙ СПОСОБ ОЧИСТКИ И ФИЛЬТРАЦИИ ЖИДКОЙ СЕРЫ

Мақолада қайта ишланган ванадийли катализатордан ванадий беш оксидини ишлаб чиқаришнинг чиқинди сифатида олинган ноорганик адсорбент ёрдамида олтин гугуртни тозалаш тадқиқотларини натижалари кўрсатилган.

Суюқ олтин гугуртни органик қушимчалар, кул ва кислоталардан юқори тозаланиши эритилган олтин гугуртни ноорганик адсорбент ёрдамида қайта ишлаб ва кейинчалик тозаланган олтин гугуртни филтрлашда ажратиб олиш жараёнлар натижасида амалга оширилади.

Ноорганик сорбент сифатида таркибидан ванадий беш оксиди олинган қайта ишланган ванадийли катализаторнинг силикат асоси қўлланилади. Таркибидан ванадий беш оксиди олинган қайта ишланган ванадийли катализаторнинг силикат асосининг сарфи олтин гугуртнинг 0.01-0.1 кг/т атрофида белгиланади.

Таянч иборалар: ванадийли катализатор, олтин гугурт, олтин гугурт филтрлаши, олтин гугурт қушимчалари, қайта ишланган ванадийли катализатор, сульфат кислота.

The article presents the results of sulfur purification research with an inorganic adsorbent released as waste during the production of vanadium pentoxide from spent vanadium catalyst. High purification of liquid sulfur from organic impurities, ash and acids is achieved by treating the molten sulfur with an inorganic adsorbent, followed by separating the purified sulfur by filtration. The silicate base of the spent vanadium catalyst is used as the inorganic sorbent after vanadium pentoxide is removed from it. The consumption of the silicate base of the spent vanadium catalyst after removal of vanadium pentoxide from it is regulated in the range of 0.01 - 0.1 kg / ton of sulfur.

Key words: vanadium catalyst, sulfur, sulfur filtration, sulfur impurities, spent vanadium catalyst, sulfuric acid.

Ашуров О.Т.,
главный технолог
Северного РУ



Тураев Ф.Э.,
начальник ЦПСК
Северного РУ



Каримов А.К.,
начальник отдела иннова-
ций Северного РУ



Использование неочищенной серы в производстве серной кислоты приводит к ухудшению технологических параметров процесса, из-за чего возникает ряд следующих проблем (рис.1):

- в серной печи накапливаются примеси серы, при удалении которых повреждается футеровка;
- накопление примесей, содержащихся в сере, на внутренних стен-

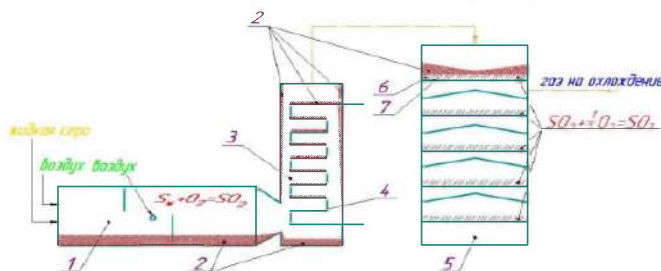


Рис. 1. Технологическая схема печного отделения цеха по производству серной кислоты из серы: 1 – серная печь; 2 – примеси серы; 3 – котел-утилизатор; 4 – регистр котла-утилизатора; 5 – пятислойный контактный аппарат; 6 – ванадиевый катализатор; 7 – первый слой контактного аппарата

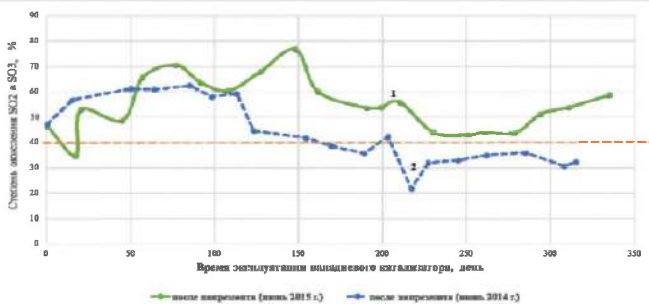


Рис. 2. График зависимости степени окисления SO₂ в SO₃ от времени эксплуатации ванадиевого катализатора (описан процесс первого слоя контактного аппарата): 1 – статистические данные 2015 г. по переходу SO₂ в SO₃ при использовании очищенной серы; 2 – статистические данные 2014 г. по переходу SO₂ в SO₃ при использовании неочищенной серы

ках и регистрах котла утилизатора приводит к ухудшению теплообменного процесса в котле утилизаторе, из-за чего снижается выработка пара и электроэнергии;

- на поверхности ванадиевого катализатора первого слоя контактного аппарата образуется твердый слой примесей серы, из-за чего уменьшается степень окисления SO₂ в SO₃ (рис.2). (По регламенту сернокислотного производства НГМК степень окисления SO₂ в SO₃ в первом слое ванадиевого катализатора должна быть не менее 40 %);
- Каждый год приобретает дорогостоящий ванадиевый катализатор и останавливается цех на капитальный ремонт в связи с уменьшением степени окисления SO₂ в SO₃ в первом слое ванадиевого катализатора. Срок службы ванадиевого катализатора в условиях первого слоя контактного аппарата составляет 2-4 года, в нижних слоях не менее 5 лет при отсутствии примесей серы в технологических газах.

Обзор научно-технической и патентной литературы выявил ряд способов – аналогов.

По способу очистки серы от органических примесей [1] процесс ведут путём смешения расплавленной серы с активированным углем, силикагелем или инфузорной землёй и последующей фильтрацией расплавленной серы на фильтре. К недостаткам способа относится использование дорогостоящих адсорбентов.

В способе очистки серы [2] от органических примесей и золы процесс очистки ведут путём смешения расплавленной серы с глинами, содержащими не менее 32,5 % активной окиси кремния, с последующим отделением очищенной серы фильтрованием. К недостаткам способа относится относительно небольшая степень очистки серы от органических примесей, золы и кислотности, а также низкая производительность фильтрования расплавленной серы (0,1 – 0,2 м/м²·ч).

По данным патента [3] очистку серы производят путём обработки расплавленной серы неорганическим адсорбентом, в качестве которого используют порошок портландцементного клинкера крупностью 20-53 мкм в количестве 0,5 – 1,3 з/з органики в сере. К недостаткам известных способов относится относительно небольшая степень очистки серы от органических примесей, золы и кислотности, а также относительно низкая производительность фильтрования расплавленной серы через фильтр (0,2 – 0,4 м/м²·ч) и дороговизна адсорбента.

Целью работы явилось повышение степени очистки серы от органических примесей, золы и кислот, а также повышение производительности фильтрования расплавленной серы через фильтр и удешевление способа за счёт замены дорогостоящего порошка инфузориальной земли более дешёвому неорганическому адсорбенту.

Поставленная цель была достигнута тем, что в известном способе очистки серы от органических примесей, золы и кислот путём обработки расплавленной серы неорганическим адсорбентом, с последующим отделением очищенной серы фильтрованием, в качестве неорганического сорбента используют силикатную основу отработанного ванадиевого катализатора (ОВК) после удаления из него пятиокиси ванадия. Расход силикатной основы ОВК после удаления из него пятиокиси ванадия регулируют в пределах 0,01 – 0,1 кг/т серы.

Очистке подвергают серу, используемую для получения из неё серной кислоты. В исходной сере содержание органических примесей составляет 0,29 %, золы – 0,1 %, кислот – 0,1 %. Для очистки серы от органических примесей, золы и кислот используют силикатную основу ОВК после удаления из него пятиокиси ванадия. Для получения силикатной основы ОВК для очистки серы проводят извлечение из него пятиокиси ванадия. Для этого используют ОВК с производства серной кислоты. ОВК с содержанием 3,7 % V_2O_5 помещают в реактор для выщелачивания (рис.3).

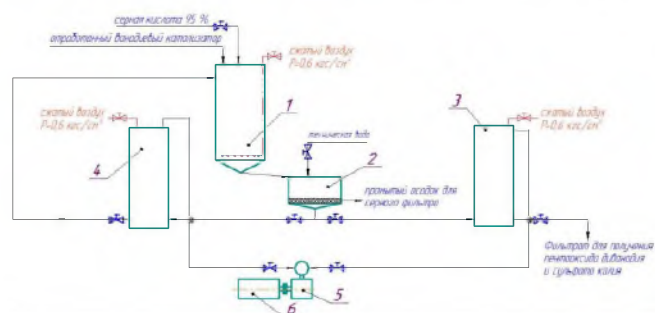


Рис.3. Выщелачивание ОВК и фильтрация пульпы: 1-реактор с воздушным перемешиванием; 2 – фильтр; 3 - сборник фильтрата; 4 – сборник промывной воды; 5 – вакуумный фильтр; 6 – электродвигатель вакуумного насоса

В реактор заливают выщелачивающий раствор, который готовят на основе промывных вод с операции отмытки силикатной основы и концентрированной серной кислоты. Выщелачивание ведут при перемешивании сжатым воздухом, концентрации серной кислоты 40-50 г/л, Т:Ж = 1:3, времени агитации 3 ч и температуре 25-30 °С. Полученную в результате выщелачивания пульпу сливают на вакуум-фильтр. В результате фильтрования получают продуктивный раствор с концентрацией 15,8 г/л V_2O_5 . Осадок силикатной основы на фильтре с Т:Ж = 1:1 промывают водой. Промывные воды используют для приготовления новой порции выщелачивающего раствора. Силикатную основу снимают с фильтра и сушат до остаточного содержания влаги менее 1 %. Силикатная основа ОВК после удаления из него пятиокиси ванадия и сушки содержит менее 0,5 % V_2O_5 и менее 1 % влаги. Её используют для очистки серы от органических примесей, золы и кислот. С физико-химической точки зрения силикатная основа ОВК представляет собой пористые алюмосиликаты, или пористый кремнезём, или пористый природный термостабильный диатомит. По форме силикатная основа представляет собой цилиндрические гранулы (диаметром 5 - 6,5 мм), или трубки (диаметром 6-12 мм), или кольца (диаметром 5-10 мм).

Исходную серу расплавляют при температуре 130-140 °С. Для очистки её от органических примесей, золы и кислот расплавленную серу направляют на серный фильтр. Серный фильтр представляет собой горизонтальную ёмкость с эллиптическими крышками, внутри ёмкости находится подвижная фильтровальная система, состоящая из 22 сеток. Фильтровальная сетка выполнена из несущей сетки и двух

фильтрующих сеток маркой С120. Фильтрационные сетки соединяются с сборительным коллектором, через которого отводится чистая сера из фильтра. Для чистки фильтрационных сеток фильтрационная система имеет способности всасываться и высасываться из фильтра при помощи механического привода. На фильтр уложен слой фильтровального материала – неорганического адсорбента, представляющего собой силикатную основу ОВК после удаления из него V_2O_5 . Расплавленную серу фильтруют через слой адсорбента, представляющего собой силикатную основу ОВК после удаления из него пятиокиси ванадия. В результате получают ярко-жёлтую серу высокой степени чистоты с содержанием $C_{орг} = 0,035 \%$, $C_{зола} = 0,005 \%$, $C_{кисл} = 0,012 \%$ (рис.4).

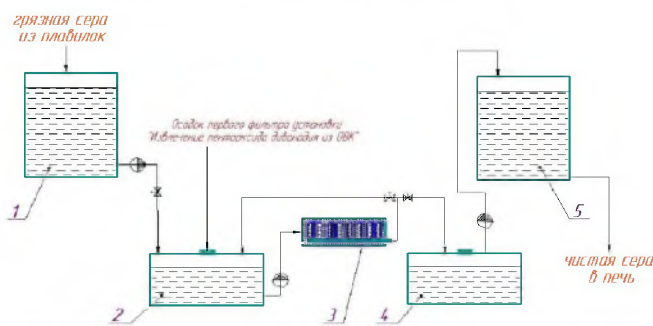


Рис. 4. Схема фильтрации серы: 1 – хранилище грязной серы; 2 – сборник грязной серы; 3 – серный фильтр; 4 – сборник чистой серы; 5 – хранилище чистой серы

При содержании органических примесей в очищенной сере выше 0,04 %, и снижения производительности фильтрования расплавленной серы через фильтр, фильтрацию прекращают. Слой неорганического адсорбента, представляющего собой силикатную основу ОВК на фильтре заменяют на новый слой.

Таблица 1

Зависимость расхода адсорбента на показатели очистки серы
Исходное содержание в сере, %: $C_{орг} = 0,29$; $C_{зола} = 0,1$; $C_{кислот} = 0,1$.

Расход адсорбента, кг/т серы	Остаточное содержание в сере, %			Производительность фильтрования расплавленной серы, т/м ² ·ч
	$C_{орг}$	Зола	Кислотность	
0,009	0,060	0,008	0,023	1,1
0,01	0,035	0,005	0,012	1,1
0,05	0,035	0,005	0,012	1,0
0,10	0,035	0,005	0,012	1,0
0,11	0,035	0,005	0,012	0,6

В табл.1 приведены данные, обосновывающие расход неорганического адсорбента, представляющего собой силикатную основу ОВК после удаления из него пятиокиси ванадия, для очистки серы.

Как видно из табл.1, оптимальный расход неорганического адсорбента - силикатной основы ОВК после удаления из него пятиокиси ванадия, составляет 0,01-0,1 кг/т серы.

При расходе менее 0,01 кг/т резко повышается остаточное содержание примесей в очищенной сере. При повышении расхода более 0,1 кг/т снижается производительность фильтрования расплавленной серы, а остаточное содержание примесей не уменьшается.

Положительный эффект разработанного и внедрённого в промышленность способа [4] состоит в повышении очистки серы от органических примесей, золы и кислот, а также в увеличении производительности фильтрования расплавленной серы и удешевлении способа за счёт применения более дешёвого неорганического адсорбента.

Библиографический список:

1. Малин К.М., Боресков Г.К. и др. *Технология серной кислоты и серы*. – М.: Гостехиздат химической литературы. – 1941. 485 с.
2. Патент SU № 392671 от 26.10.1970 г. Бюлл. изобретений 1975, №27.
3. Патент SU № 1435531 от 10.04.1987 г. Бюлл. изобретений 1988, №41.
4. Патентная заявка Республики Узбекистан IAP 20170126 от 06.04.2017. - Способ очистки серы// Авторы: Санакулов К.С., Снитка Н.П., Золотарёв Ю.П., Ашуров О.Т., Тураев Ф.Э., Каримов А.К, Турдиев А.Ж., Петухов О.Ф.

СИСТЕМНО-ИНДИВИДУАЛИЗИРОВАННЫЕ ПРИНЦИПЫ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЯМИ ДОБЫЧИ

Мақолада тоғ - кон комплексларида тизимли - ташкиллашган, локал - индивидуаллашган бир неча зоналарга ажратилган бир вақтда параллел ва ўзаро боғлиқ бажариладиган технологик операциялар: тоғ жинсини қазिशга тайёрлаш, ташиш, майдалаш, ортиш кўзда тутилган. Бажарилаётган жараёнлар ўзаро боғлиқлиги жараён бориш вақтида коррективка қилиш имконини берувчи ҳақиқий вақтда амалга оширилади. Технологик жараёнларнинг кўп қисми атроф - мухитга зарарли таъсир кўрсатмасдан кам харажатлар билан амалга оширилади.

Таянч иборалар: кон технологик тизим, тизимли-ташкилий кон қазिश технология, математика модель, кон ишлаб чиқариш объектлари, маълумотлар ўзаро таъсири, локал-индивидуаллашган бошқарув, майдалаш, ташиш, математик аппарат, интеллектуа, илмий-техник, ишлаб чиқариш, мураккаб динамика, экологик тизимлар, структура, галаён, ўзаро таъсир, тоғ-кон комплекслари, ишчи машина, ростланувчи, ростланмайдиган электр юритгичлар, инновация, интеллектуал, технология.

System and organized, individualized local mining technology provide on mining complexes, divided into priority zones, the simultaneous parallel and interconnected performance of a complex of technological operations: on preparation of breed, transportation, crushing, shipments of stimulation of her development. Interaction between the carried-out processes is carried out in real time with a possibility of necessary corrections of processes during their performance. A considerable part of technological operations realize without rendering negative impacts on the environment, with small expenses of energy.

Key words: the mining technological system, system and organized mining technology, mathematical model, an object of mining, information exchange, the local individualized management.

Королев В.А.
зав. лабораторией электрификации мобильных процессов, ФГБНУ «Всероссийский научно-исследовательский институт электрификации сельского хозяйства» доцент, к.т.н.



Эшмуродов З.О.
доцент кафедры «Автоматизация и управление» НГИИ к.т.н.



Основа современной теории проектирования оптимального управления горнодобывающих производств – общесистемный динамический адаптивный подход, необходимый для описания природных и техногенных процессов обмена и преобразования энергии, вещества, информации в составе горнотехноценозов (ГТЦ), как единый управляемый процесс. Протекающие самоорганизующиеся природные и не самоорганизующиеся (осознанно организованные) техногенные процессы в ГТЦ взаимозависимы, при масштабном приоритете первых [1,2].

Системный синтез-анализ многокомпонентных сложных образований, подобных ГТЦ, предусматривает их композицию-декомпозицию с сохранением свойств целого (системы), в соответствии с принципами физичности, моделируемости, целесообразности [3]. Структура ГТЦ, предусматривающая деление его на биоценозы (БЦ) и техноценозы (ТЦ), хотя и соответствует реальности, не удобна при решении практических задач управления процессами производства продукции и требует более глубокой декомпозиции.

Техноценозы устойчивы в развитии, их построение подчинено объективно существующим закономерностям формирования технических систем [3]. Элементы ТЦ, как правило, самостоятельные динамические системы, рассредоточены в пространстве. Их функционирование распределено во времени и происходит в среде неуправляемых стохастических параметров, в условиях неполного использования информационно-интеллектуальных ресурсов.

Общим недостатком реализуемых сегодня горнодобывающих технологий является слабая взаимосвязь между отдельными технологическими операциями процессов. Выполняемые в ТЦ операции, хотя и взаимосвязаны общей технологией, отображаются в технологических картах, как самостоятельные или влияющие друг на друга опосредованно и незначительно. При этом реализуются они многочисленными специальными рабочими машинами через самостоятельные управляющие воздействия.

Ощутимо отсутствие обратной связи между группами (этапами) технологических операций (подготовка горных пород и транспортировки, дробление, отгрузки и др.), затруднены мероприятия по оборудованию

(видов, гибридов) на более совершенные, растягиваются во времени. Вследствие этого эффективность технологических процессов на горно-рудных комплексах не достигает максимально возможных значений, материальные затраты и затраты технологических и энергетических ресурсов завышены, а интеллектуальных занижены.

Высокоэффективным техноценозам должны быть присущи искусственные технико-технологические адаптивные функции опережающего отражения действительности, формирования алгоритмов достижения требуемых потребительских целей в заданном целелогическом направлении. В этих условиях важна роль превентивно опережающего приспособляющегося управления элементов техногенной части ГТЦ, прогноза развития самоорганизующихся процессов в структурах биоценозов. Приспособительные способности техногенного оборудования к горнодобывающим технологиям отражают логические соотношения адаптивных актов сохранения наследуемости выполняемых операций и эволюции конкретных видов операций. Повторяемость процедур в циклах технологических операций усиливает качество адаптации приобретаемого на практике технологических знаний и опыта к системно-организованной базе знаний, реальной производственной базе [4-7].

Принципиально важно при управлении системно-интегрированными технологиями применять адекватные удобные в применении математические модели. Расчётные горно-техно-энергетические модели ГТЦ при реализации конкретных задач производства должны:

- генерировать множества значений контрольных характеристик объекта горного производства (ОГП), а также параметров элементов ТЦ, всех стадий вегетации растений и этапов технологических процессов с учётом действия случайных возмущений макросреды (климатических и почвенных условий и т.п.) и реализуемой стратегии формирования продукции;
- отражать взаимосвязи и предысторию, перспективу всех составляющих процессов;
- прогнозировать производительность и качество продукции, зависимость их от управляемых процессов;

- предлагать превентивно-упреждающие команды управления;
- обеспечивать максимальное использование природных источников энергии (эксергии солнечного излучения, водного потенциала и т.д.), оценивать расход энергетических, сырьевых и материальных ресурсов с учётом технологических и технических реализаций ГТЦ.

Сложные динамические образования, подобные горно-экологическим природным системам, при моделировании идеализируют: в условиях решаемой системной задачи выделяют определяющие и отбрасывают второстепенные свойства явлений, процессов, устройств. Практически не снижая точности результатов, описывая системы, их разбивают на взаимодействующие друг с другом и обменивающиеся ресурсами, энергией и информацией упорядоченные множества, функционально ориентированных элементов. Если использовать этот принцип для ГТЦ, можно допустить следующее:

- при разделении выполняемых технологических процессов и устройств ГТЦ на относительно независимые процессы и компоненты следует повышать степень детализации отдельных элементов его технической части и соответствующих им процессов;

- изменение, преобразование и развитие процессов в ТЦ подчиняются объективным закономерностям, подобным по структуре, изменениям и взаимодействиям в БЦ;

- инерционные во времени изменения характеристик ОГП, внешних управлений, функциональных параметров элементов ТЦ описываются стандартными математическими функциями (линейной, экспоненциальной, гармонической, технического оптимума) или могут быть скомпонованы из отрезков этих функций.

В результате структуризации определены элементы и подсистемы ГТЦ, связанные с технологическими процессами, между собой, а также с окружающей средой.

Основные составляющие в математической модели ГТЦ: модуль продуктивности (вход и выход выполняемых технологических процессов, восприятие внешних воздействий, поддержка процессов авторегулирования) и модуль верхнего уровня ТЦ (непосредственно связан с внешними воздействиями, выходом модуля продуктивности, осуществляет контроль за всеми процессами, анализирует их, вырабатывает и реализует команды управления процессами). Модули исполнительных рабочих машин связаны с основными модулями и занимают низ иерархии структуры ГТЦ.

Наиболее сложный элемент в структуре ГТЦ и их моделей – модуль продуктивности (МП), объединяющий ОГП и среду его обитания (вход и выход технологических процессов, восприятие воздействий окружающей среды, процессы авторегулирования). Для МП, являющегося сложной системой, существует принципиальная возможность создания формальной содержательной модели, однако её структура и состав чрезвычайно разнообразны (большое число операций, технологий, условий их обработки) и сложны, а точность из-за недостатка достоверной информации о процессах и реальных условиях функционирования не высока. Целесообразно отказаться от применения формальной модели МП для конкретных технологий и строить абстрактную феноменологическую модель общего класса. Эта модель создаётся на принципах, которые обеспечат при эксплуатации ГТЦ восполнение недостатка априорной информации на этапе проектирования апостериорной информацией в адаптивном режиме. Одним из таких принципов является принцип энергетической экстремальности самоорганизации и прогрессивной эволюции [1,2].

Контролирует и анализирует состояние ОГП, вырабатывает и реализует команды управления горно-технологическими процессами и группами используемых рабочих машин (РМ) в ГТЦ управляющий модуль (УМ), непосредственно связанный с МП, блоком сенсоров, базами данных и знаний, внешними воздействиями. Этот модуль функционирует согласно жесткому регламенту технологических карт при реализации типового управления и гибкому адаптивному управлению для оперативного воздействия на состояние ОГП.

Большие объёмы работ технологических операций горнодобывающего производства вынуждают использовать при их выполнении значительное количество РМ одного типа одновременно. Учитывая это, а также то, что отдельные группы РМ из-за различия назначений и индивидуальных требований относительно обособлены, в структуру

ГТЦ необходимо ввести специальными модули исполнительного (нижнего) уровня отдельных РМ и управления ими. Многочисленные РМ нижнего уровня в модели ГТЦ целесообразно объединить в N-групп однотипных машин и условно заменить одной i-й РМ ($i=1, \dots, N$) по назначению, с одной j-й ($j=1, \dots, M$) из M систем управления [9,10].

Как правило, относительно слабо взаимосвязанные друг с другом технологией РМ отдельных фаз и конкретных процессов, системы управления ими разрабатывают без оценки (или с минимальной оценкой) эффективности в составе ГТЦ. Достижение требуемых значений производственных показателей ГТЦ (объёмы производства, качество продукции и др.) обеспечивается использованием рациональных приёмов и также связано с выбором типа, характеристик и конструкции РМ, обеспечением их оптимальной работы согласно предъявляемым локальным техническим требованиям за счёт управления процессами.

Необходимые режимы работы РМ реализуются через их энергетические машины (силовые приводы). В частности, в состав РМ горнорудных комплексов (ГРК) входят регулируемые или нерегулируемые приводы на базе асинхронного двигателя, синхронного, вентильного, постоянного тока и т.п. В структурах ГТЦ и МА для каждого из перечисленных, а также других типов привода, предусмотрен отдельный модуль. Количество групп РМ соответствует количеству типов используемых машин, а в работающей системе и при моделировании функционирующих РМ определяет УМ.

Модульный принцип организации ГТЦ даёт возможность строить математический аппарат (МА), программы расчётов также по модульному принципу. Структуры ГТЦ и её МА при этом во многом совпадают. Конкретизация элементов, законов изменения воздействий окружающей среды позволяет описать любой процесс в ГТЦ [11,12].

Инновационные информационно и интеллектуально насыщенные горнодобывающих технологии. Условием реализации горно-эко-техно-интеллектуально насыщенных горнодобывающих технологий является непрерывный и тотальный мониторинг экологических условий, горнорудных комплексов, параметров всех технологических процессов в режиме реального времени. Горнорудные комплексы разделяют на приоритетные зоны добычи, транспортировки, дробления и отгрузки горных пород.

На горнорудных комплексах приоритетных зонах одновременно параллельно и взаимосвязано выполняют полный комплекс технологических операций по производству добычи, а именно, операции по подготовке вскрывания пород, копания породы, подъём, её развития. Энергоёмкие операции осуществляют с использованием наземных технологических рабочих агрегатов, функционирующих в зоне добычи и транспортировки горных пород.

Технологические операции получения горных пород выполняют в зоне добычи. Затем горная масса поступают в зону транспортировки для дробления с использованием дробильного агрегата. Дробленая горная порода помощью ленточных конвейеров перемещают в зону отгрузки и складирования.

Таким образом, взаимодействие между выполняемыми процессами полного комплекса технологических операций по добычи горных пород выполняют в режиме реального времени с возможностью выполнения необходимых корректировок процессов в ходе их выполнения. Оперативное выполнение значительной части технологических операций без оказания негативных воздействий на почву и окружающую среду, с малыми затратами энергии.

Методология проектирования системно-организованных и локально-индивидуализированных горнодобывающих технологий.

Основной методологии проектирования системно-организованных, локально-индивидуализированных горнодобывающих технологий является включение в производство новой, ранее не применяемой техники и интеллектуального ресурса, накопленного в современной науке.

Ядро новой области аграрных знаний составляют три главных направления: С0 - системно-организованный иерархически выстроенный горнодобывающего объект, состав которого определяет уровни управления (порода, твердость, крупность, механизмы добычи, регионы); С3 - информационно-интеллектуальные системы и ресурсы знаний (непрерывный, тотальный, последовательно-параллельный мониторинг на всех уровнях иерархически организованного горнодобываю-

щего объект объекта); СД - исполнительные иерархически организованные системы, взаимоподчинённые роботы и распределённые точные линии (высококвалифицированные специалисты, компьютеры, воздушная и наземная техника).

Связанные вместе итеративными и интерактивными связями системы образуют сложно функционирующую самоорганизующуюся систему систем горного производства. На рис. 1 показано трёхмерное пространство научно-технических инновационных решений, подтверждённых патентами Российской Федерации.

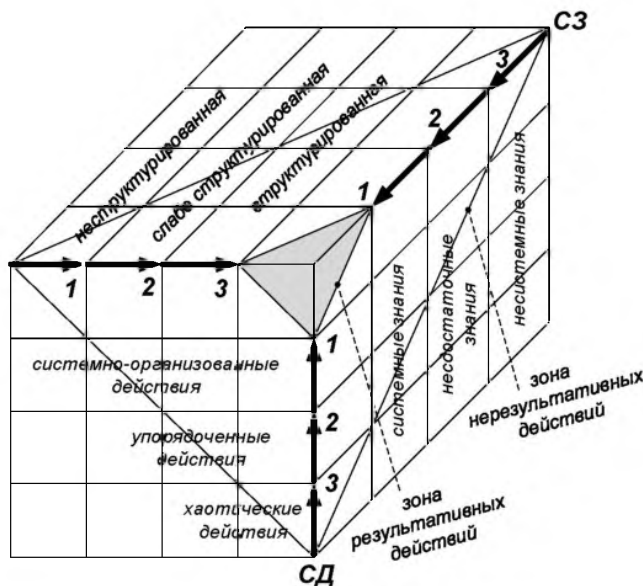


Рис. 1. Кубическая метрика направлений совершенствования управления горно-производственными системами

Ближе к осям (действие, объект, знание) и к центру координат располагаются более простые и менее совершенные технические устройства технологии. По мере удаления от осей и центра координат устройства и технологии усложняются, превращаются в более слож-

ные, совершенные и интеллектуальные. Здесь же можно спрогнозировать как произойдет процесс совершенствования и интеллектуализации технических устройств и технологий горнорудного производства. Например, в ячейке СО1СД1С31 - технические средства обработки горных пород, применяемых на заре человечества, в ячейке СОЗСДЗСЗ3 - технические решения нашего времени.

Пространство решений демонстрирует эволюцию знаний и совершенствования техники в ходе развития горнодобывающих технологий. Процесс творческого изобретательства многогранен и может постоянно пополняться, следуя интерактивной и итеративной схеме нахождения и накопления новых знаний.

Выводы

1. Системно-организованные, локально-индивидуализированные горнодобывающих технологии повышают эффективность и оперативность процессов добычи и транспортировки горных пород на горнорудных комплексах, создают условия существенного увеличения эффективности управления процессами добычи и транспортировки горных пород с возможностью осуществлять управление полным комплексом технологических операций производства в режиме реального времени.

2. В реализациях предлагаемых инновационных горнодобывающих технологий значительная часть операций, например, на участках, где происходят отклонения характеристик параметров процессов от заданных для получения оперативной информации и быстрого реагирования на возникшую ситуацию на этих участках используют технологические устройства, оказывающие минимум вредных воздействий на окружающую среду.

3. Системно-организованные и локально-индивидуализированные горнодобывающих технологии обеспечивают возможности учёта и использования кооперативных информационных взаимодействий: усиливать влияние опережающих в развитии на ускорение развития отстающих, ослаблять влияние отстающих в развитии на замедление развитие опережающего и удовлетворительного развития.

4. Системно-организованные, локально-индивидуализированные горнодобывающих технологии обновлённые новыми научно-техническими решениями открывают возможность привлечения информационно-интеллектуального ресурса, воплощаемого современными достижениями науки и техники для обеспечения высокоточного горного производства и привлекательных условий труда горняка.

Библиографический список:

1. Свентицкий И.И. Энергосбережение в АПК и энергетическая экстремальность самоорганизации. – М.: ГНУ ВИАЭСХ, 2007. – 468 с.
2. Свентицкий И.И., Королев В.А. Инновационные положения управления высокоэффективными (точными) агротехнологиями. – В сб. «Вестник ФГОУ ВПО МГАУ им. Горячкина». – М.: ФГОУ ВПО МГАУ, 2 (22)/2007, С. 22-23.
3. Кудрин Б.И. Классика технических ценозов. Ценологические исследования. Выпуск 31. – М., 2006. – 220 с.
4. Королев В.А. Унификация управлений в агротехноогических системах. – Научные проблемы транспорта Дальнего Востока и Сибири, 2013, №2, С. 72-75.
5. Башилов А.М. Природосообразные, биоадекватные агротехнологии и системометрическое, целеадаптивное управление производством. Вестник МГАУ «Агроинженерия», 2008, №1, С. 13-18.
6. Башилов А.М., Загинайлов В.И. Системологическое моделирование синергетической организации агроботехнических систем. Вестник ФГОУ ВПО «МГАУ им. В.П. Горячкина», выпуск №5(20)/2006, С. 6-12.
7. Башилов А.М. Инновационные лазерные, оптические и оптоэлектронные технологии в аграрном производстве. – Техника и оборудование для села. № 2 (212), 2015, С. 4-8.
8. Будаговский А.В. Дистанционное межклеточное взаимодействие. — М.: НПЛЦ: «Техника», 2004. – 104 с.
9. Бобожинов М.К., Эшмуродов З.О., Динамические процессы в электроприводах горных машин. «Проблемы информатики и энергетики» илимий-амалий журнал. 2016 й №4 С. 83-86.
10. Эшмуродов З.О., Бобожинов М.К. Способы снижения потерь энергии в электроприводах в переходных режимах «Проблемы энерго и ресурсосбережение» илимий - амалий журнал. 2016 й №1-2. С 24-27.
11. Эшмуродов З.О. Способ ограничения динамических нагрузок в электроприводах горных машин. 121 с.
12. Материалы международной научно-технической конференции «Достижения, проблемы и современные тенденции развития горно металлургического комплекса». Навои. – 12-14 июня 2017г. 196 с.
13. Бобожинов М.К., Эшмуродов З.О. Система управления многодвигательного электропривода крутонаклонного конвейера. Материалы международной научно-технической конференции «Достижения, проблемы и современные тенденции развития горно-металлургического комплекса». Навои. – 12-14 июня 2017г. - 130 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТИ КАРЬЕРНЫХ ЭКСКАВАТОРОВ НА РАЗЛИЧНЫХ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ОПЕРАЦИЯХ

Мақолада турли технологик операцияларда карьер экскаваторлари эксплуатацияси жараёни сифатини ва самарадорлигини ошириш учун мақсадли йўналтирилган карьер экскаваторларининг иш унумдорлигини тадқиқ қилиш масалалари ёритилган. Объект система сифатида "оператор-экскаватор-иш жойи" деб қаралган ва карьер экскаваторлари иш унумдорлигига таъсир этувчи конструктив, табиий, климатик, технологик, ташкилий ва бошқа омилларнинг асосий параметрлари аниқланган.

Таянч иборалар: экскаватор, қазииш, юклаш, экскавация, цикл, чўмич, жараён, иш жойи, оператор, коэффициентлар: майдаланиш, тўлиш, ишлашилши, тўхташ, йўқотилиш, бошқариш, қазииш қийинчилиги, тайёргарлик, концентрация.

The article highlights the issues of research performance of mining excavators for targeted improvement of the efficiency and quality of the operation process of mining excavators in various technological operations. The object is considered as a system "operator-excavator-slaughter" and the main parameters affecting the productivity of mining excavators are constructive, natural, climatic, technological, organizational and other factors.

Key words: Excavator, dredging, loading, excavation, cycle, ladle, process, slaughter, operator, coefficients: loosening, filling, use, idle, loss, control, development complexity, readiness, concentration.

Мислибоев И.Т.,
декан «Горного»
факультета, НГГИ
д.т.н., профессор



Махмудов Ш.А.,
докторант НГГИ



Исследования производительности необходимы для целенаправленного повышения эффективности и качества процесса эксплуатации карьерных экскаваторов на различных технологических операциях.

С учетом характера связи с определяющими факторами, различают следующие категории производительности карьерных экскаваторов: теоретическую, техническую, эксплуатационную, межремонтную, полноресурсную. Они используются с целью оценки технического уровня экскаваторов, анализа качества изготовления, эффективности работы, техобслуживания и определения норм выработки экскаваторов в конкретных условиях эксплуатации.

Под прогнозированием показателей производительности горного оборудования следует понимать расчет возможных значений этих показателей при изменении условий эксплуатации, технического состояния, квалификации машиниста экскаватора, базирующийся на статистическом материале. Существующие нормы выработки на экскавационные работы составлены без надлежащей взаимосвязи технической производительности карьерных экскаваторов с конкретными показателями свойств разрабатываемой горной массы.

Исследованию путей для разработки основных показателей оценки производительности карьерных экскаваторов проводили академические, учебные, отраслевые институты [1,6]. Наиболее полно этой проблемой занимались ученые Н.Г. Домбровский, Ю.А. Ветров и др., придавая особое значение разработке классификации грунтов и горных пород различных категорий по величине удельного сопротивления копанью K_f , которая нашла широкое применение на открытых разработках, в том числе при нормировании экскавационных работ [4].

Методики расчета норм выработки карьерных экскаваторов являются составной частью нормативной документации при открытых разработках полезных ископаемых.

Объем горной массы в ковше экскаватора и транспортном сосуде определяется произведением геометрической емкости ковша на коэффициент его экскавации $K_э$. На основании данных коэффициента наполнения ковша (K_n), коэффициента разрыхления горной массы (K_p), категории пород по крепости, объемного веса, типа экскаватора рассчитан объем горной массы за один цикл экскавации.

$$M_э = K_n / K_p$$

Классификация горных пород, принятая в единых нормах выработки на открытые горные работы ЕНВ не охватывает фактического диапазона изменения величины удельного сопротивления горной породы копанью K_f в массиве и разрыхленном состоянии [5].

Расчет норм выработки бригад, обслуживающих однокосовые экскаваторы при погрузке горной массы в железнодорожные составы

$$N_э = (T_{с.м} - T_{пз} - T_{пн}) n V / (T_{пв} + T_{обм}), \text{ м}^3, \quad (1)$$

где $T_{с.м}$ - продолжительность смены, мин; $T_{пз}$ - время на выполнение подготовительно - заключительной работы, мин; $T_{пн}$ - время на личные надобности, мин; n - число вагонов в составе; $T_{пв}$ - время погрузки одного вагона, мин; $T_{обм}$ - время обмена состава, мин; V - объем горной массы в одном сосуде перемещения, м^3 в целике.

Нормы выработки экскаваторной погрузки горной массы в автосамосвалы

$$N_э = (T_{с.м} - T_{пз} - T_{пн}) Q_k n_k / (T_{пв} + T_{обм}), \text{ м}^3, \quad (2)$$

где $T_{пз}$ - время погрузки одного автосамосвала, мин; Q_k - объем горной массы в целике в одном ковше, м^3 ; $T_{пв}$ - время установки автосамосвала под погрузку, мин; n_k - число ковшей в одном автосамосвале.

Нормы выработки экскаваторной бригады при экскавации горной массы в отвал рассчитываются по формуле

$$N_э = (T_{с.м} - T_{пз} - T_{отд} - T_{пн}) n_c Q, \text{ м}^3, \quad (3)$$

где $T_{отд}$ - время на отдых, мин; n_c - число циклов в минуту.

В соответствии с данными Н.Г. Домбровского теоретическая (паспортная) производительность экскаватора Q $\text{м}^3/\text{ч}$ по рыхлой массе выражается в виде

$$Q_{т.ч} = 60 E n_c = 3600 E / t_c, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (4)$$

где E - вместимость ковша, м^3 ; n_c - число разгружаемых в минуту ковшей,

$$t_c = 60 t_{ц}^{-1}, \text{ мин}^{-1} \quad (5)$$

$t_{ц}$ - длительность цикла, с, дается в технической характеристике экскаватора.

Особый интерес представляет предложение В.В. Ржевского о применении коэффициента влияния технологии выемки.

По В.В. Ржевскому в общем виде техническая производительность карьерных экскаваторов

$$Q_{т.ч} = Q_{т.ч} K_э K_п K_з = \frac{3600 E K_э K_п K_з}{t_c}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (6)$$

где $K_п$ - коэффициент влияния экскавируемой породы; $K_з$ - коэффициент влияния параметров забоя (коэффициент забоя). При установлении технической производительности целесообразно учитывать влия-

ние горно-геологических, технологических факторов на продолжительность отдельных элементов и в целом рабочего цикла экскаватора [1].

$$Q_{\text{ТЭЭ}} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_{\text{ТЭЭ}}}{t_{\text{с}} \cdot K_{\text{ТЭЭ}}} = \frac{3600 \cdot E}{t_{\text{с}}} \cdot K_{\text{ТЭЭ}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (7)$$

где $K_{\text{ТЭЭ}}$ - коэффициент влияния технологии выемки

$$K_{\text{ТЭЭ}} = T_{\text{в}} / (T_{\text{в}} + T_{\text{всп}}), \quad (8)$$

Где $T_{\text{в}}$ – время непрерывной работы экскаватора; $T_{\text{всп}}$ – затраты времени на вспомогательные операции.

В общем виде эффективная производительность карьерных экскаваторов

$$Q_{\text{ЭП}} = Q_{\text{ТЭЭ}} \cdot K_{\text{ТЭЭ}} \cdot K_{\text{У}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (9)$$

где $K_{\text{У}}$ - коэффициент, учитывающий несоответствие между фактической трудностью экскавации пород в сложном забое и принятым расчетным показателем трудности экскавации; $K_{\text{Пот}}$ - коэффициент, учитывающий потери экскавируемой породы; $K_{\text{У}}$ - коэффициент управления, учитывающий несоответствие паспортных и фактических параметров забоя, квалификацию машиниста.

Сменная эксплуатационная производительность карьерных экскаваторов выражается в виде

$$Q_{\text{С}} = Q_{\text{ЭП}} \cdot T_{\text{ЭП}} \cdot K_{\text{Кл}} \cdot K_{\text{Кр}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (10)$$

где $K_{\text{Кл}}$ - коэффициент влияния климатических условий; $K_{\text{Кр}}$ – коэффициент использования экскаваторов на основной работе

$$K_{\text{Кр}} = \frac{T_{\text{в}} - T_{\text{всп}}}{T_{\text{с}}} \cdot K_{\text{Трп}} = \frac{T_{\text{в}} - T_{\text{всп}} - T_{\text{всп}} - T_{\text{всп}}}{T_{\text{с}}} \cdot K_{\text{Трп}}, \quad (11)$$

где $T_{\text{рп}}$ - общее время регламентированных перерывов в течение смены, ч; $T_{\text{всп}}$ - время выполнения вспомогательных операций (устройство трассы, разборки забоя, зачистка призабойного пространства и т.д.); $T_{\text{в}}$ - часть простоев при ведении взрывных работ, приходящаяся на одну смену, ч; $K_{\text{Тр}}$ - коэффициент, учитывающий влияние транспорта (транспортное обеспечение забоя).

Исключительная актуальность проблемы оценки производительности карьерных экскаваторов в сложных условиях разработки объясняет появление за последние годы большого числа работ в этой области. В их числе назовем работы Р.Ю. Подэрни, П.И. Томакова и др.

Техническую производительность ($Q_{\text{тех}}$) Р.Ю. Подэрни рекомендует определять по формуле [3]

$$Q_{\text{тех}} = Q_{\text{ТЭЭ}} \cdot \frac{t_{\text{в}}}{t_{\text{с}} + t_{\text{в}}} = 60 \cdot E \cdot K_{\text{ТЭЭ}} \cdot \frac{t_{\text{в}}}{t_{\text{с}} + t_{\text{в}}}, \quad (12)$$

где $t_{\text{в}}$ - длительность непрерывной работы экскаватора с одного места стояния установок; $t_{\text{п}}$ - длительность одной передвижки.

Эксплуатационная производительность $Q_{\text{Э}}$ при этом определяется по формуле [3]

$$Q_{\text{Э}} = Q_{\text{тех}} \cdot T_{\text{ЭП}} \cdot K_{\text{в}} = 60 \cdot E \cdot K_{\text{ТЭЭ}} \cdot \frac{t_{\text{в}}}{t_{\text{с}} + t_{\text{в}}} \cdot T_{\text{ЭП}} \cdot K_{\text{в}}, \quad (13)$$

где $K_{\text{в}}$ - коэффициент использования экскаватора по времени.

П.И.Томаков предлагает часовую техническую производительность в плотной массе для одноковшовых экскаваторов определять по формуле [2]

$$Q_{\text{ТЭЭ}} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_{\text{ТЭЭ}}}{t_{\text{с}} \cdot K_{\text{ТЭЭ}}} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_{\text{ТЭЭ}}}{t_{\text{с}}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (14)$$

где $K_{\text{З}}$ - коэффициент забоя,

$$K_{\text{З}} = \frac{t_{\text{в}}}{t_{\text{с}} + t_{\text{в}}}, \quad (15)$$

В общем случае сменную эксплуатационную производительность экскаватора определяют по формуле

$$Q_{\text{С}} = Q_{\text{ТЭЭ}} \cdot T_{\text{ЭП}} \cdot K_{\text{в}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (16)$$

С учетом коэффициента ожидания транспорта - $K_{\text{Тр}}$, который учитывает случайный характер процесса подачи транспорта и зависит от вида транспорта и схем его работы

$$Q_{\text{С}} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_{\text{ТЭЭ}}}{t_{\text{с}}} (T_{\text{ЭП}} - t_{\text{рп}}), \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (17)$$

де $t_{\text{рп}}$ - время регламентированных и организационных перерывов.

При погрузке в железнодорожный транспорт учитывается влияние технологических звеньев в грузопотоке на производительность оборудования из-за неравномерности выполнения процессов с помощью коэффициентов простоя забойных $K_{\text{п.з}}$ и отвальных $K_{\text{п.о}}$ экскаваторов;

Для экскаваторов на погрузке горной массы

$$Q_{\text{С}} = Q_{\text{ТЭЭ}} (T_{\text{ЭП}} - t_{\text{рп}}) (1 - K_{\text{п.з}}) K_{\text{Тр}} K_{\text{п.о}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (18)$$

Для отвальных экскаваторов

$$Q_{\text{С}} = Q_{\text{ТЭЭ}} (T_{\text{ЭП}} - t_{\text{рп}}) (1 - K_{\text{п.о}}) K_{\text{Тр}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (19)$$

где $K_{\text{г.з}}$ и $K_{\text{г.о}}$ - коэффициент технологической готовности забойных и отвальных экскаваторов. Производительность экскаватора, обрабатывающего блоки и пласты сложного строения, следует определять с учетом коэффициента времени погрузки, согласно типовых технологических схем ведения горных работ на карьерах. $K_{\text{т}}=1/K_{\text{сп}}$, коэффициент сложности забоя $K_{\text{сп}}$ определяется по формуле

$$K_{\text{сп}} = K_{\text{Э}} \cdot \frac{S_{\text{бл}}}{S_{\text{ф}}} - 1, \quad (20)$$

где $K_{\text{Э}}$ - эмпирический показатель, зависящий от модели экскаватора; $S_{\text{ст}}$ - площадь сечения "стандартного" забоя, м²; $a_{\text{п}}$ - число раздельно обрабатываемых частей забоя; $S_{\text{ф}}$ - площадь поперечного сечения (фактическая) обрабатываемого сложного забоя, м².

Сменную эксплуатационную производительность Д.Е.Махно предлагает определять с учетом вероятности безотказной работы экскаватора [7]

$$Q_{\text{С}} = \frac{60 \cdot K_{\text{ТЭЭ}}}{t_{\text{с}}} \cdot E \cdot P(t) \cdot K_{\text{в}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (21)$$

где $P(t)$ - вероятность безотказной работы экскаватора в течение смены.

Годовая эксплуатационная производительность экскаватора определяется на основании сменной с учетом планового числа дней работы в году $N_{\text{пл}}$, коэффициентов, учитывающих продолжительность летнего $K_{\text{л}}$ и зимнего $K_{\text{з}}$ периодов эксплуатации, удельной продолжительности внеплановых ремонтов

$$Q_{\text{Г}} = Q_{\text{С}} \cdot N_{\text{пл}} \cdot (K_{\text{л}} \cdot K_{\text{л}} + K_{\text{з}} \cdot K_{\text{з}} \cdot K_{\text{р}}), \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (22)$$

где p - число смен работы в сутки; $h_{\text{л}}$, $h_{\text{з}}$ - коэффициенты использования планового времени, отведенного для работы экскаватора в летний и зимний периоды эксплуатации; $K_{\text{с.н}}$ - коэффициент уменьшения производительности экскаватора в зимний период из-за снижения надежности работы транспорта и другого технологического оборудования, связанного с работой экскаватора.

В.Ф. Протасов предлагает определять среднесменную производительность экскаваторов с учетом производства буровзрывных работ и коэффициента концентрации горных работ

$$Q_{\text{СЭП}} = Q_{\text{С}} \cdot K_{\text{об}} \cdot K_{\text{об}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (23)$$

где $K_{\text{об}}$ - обобщающий показатель концентрации горных работ, который представлен в виде произведения полученных коэффициентов

$$K_{\text{об}} = K_{\text{Тр}} \cdot K_{\text{Тр}} \cdot K_{\text{Тр}} \cdot K_{\text{Тр}} \cdot K_{\text{Тр}}, \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (24)$$

где $K_{\text{взр}}$ - коэффициент концентрации по факту взрывных работ

$$K_{\text{взр}} = 1 - \frac{t_{\text{взр}}}{t_{\text{с}}} \left(1 - \frac{Q_{\text{бл}}}{Q_{\text{С}}} \right), \text{ м}^3/\text{ч}, \quad (25)$$

$p_{\text{бл}}$ - количество блоков за один массовый взрыв; $p_{\text{р.см}}$ - число рабочих смен; $Q_{\text{б.в}}$ - базовая сменная производительность экскаваторов во взрывную смену, м³; $Q_{\text{б}}$ - базовая производительность экскаватора, м³.

$$Q_{в.д.э} = 1030 + \frac{1460}{L_{ср.в}} - \frac{140}{L_{ср.в}}, \quad (26)$$

пс - количество взрывааемых скважин; $L_{ср.в}$ - среднее расстояние между экскаваторами, м;

K_0 - коэффициент влияния отказов

$$K_0 = \frac{L_{ср.в} [K_{св.в} + K_{св.в} + K_{св.в} + K_{св.в} + K_{св.в} + K_{св.в}]}{60 \cdot T_{ср.в}}, \quad (27)$$

$L_{ср.в}$ - приведенное средневзвешенное расстояние между экскаваторами, м;

$$L_{ср.в} = K_{св.в} \cdot L_{св.в} + K_{св.в} (K_{ср.д} + L_{ср.д}), \quad (28)$$

$K_{св.в}$ - коэффициент, учитывающий расположение съездов относительно местоположения экскаваторов (величина $K_{св.в}$ зависит от схемы транспортных коммуникаций и количество уступов); $L_{св.в}$ - длина фронта работы на горизонте, м; $K_{св.в}$ - коэффициент влияния количества уступов;

$$K_{св.в} = 0,8 \left(\frac{L_{св.в} + L}{L} - \frac{L}{L} \right), \quad (29)$$

где $K_{св.св}$ и $K_{св.вм}$ - коэффициенты, зависящие от оперативности передачи информации в пункт назначения по видам отказов; по.св и по.вм - соответственно количество отказов в смене; $K_{св.в}$ - коэффициент, зависящий от соотношения $L_{св.в}/L_{ср.в}$, при этом $L_{св.в}$ - представляет среднее расстояние от пункта раскомандировки до места расположения экскаватора, м; $t_{пр}$ - время принятия решения передачи информации об отказе, мин; V - средняя скорость движения автомашин в карьере, м/мин; $T_{св}$ - количество часов в смене, ч.

$K_{ср.д}$ - коэффициент влияния перегонов,

$$K_{ср.д} = 1 - \frac{N_{п.д} [L_{ср.д} + t_{ср.д} (L_{ср.д} - 1) K_{ср.д}]}{2 (L_{ср.д} + t_{ср.д} T_{ср.д})}, \quad (30)$$

где $N_{п.д}$ - количество перегонов в месяц; $L_{ср.д}$ - длина кабеля экскаватора, м; $t_{ср.д}$ - время простоя экскаваторов, ч; $L_{ср.д}$ - среднее количество экскаваторов, питающихся с одного фидера; $V_{ср.д}$ - скорость перегона, м.

$K_{т}$ - коэффициент влияния тупиковой схемы подачи автомашин

$$K_{т} = 1 - \frac{L_{т.п}}{L_{т.п}}, \quad (31)$$

$L_{т.п}$ - длина участка работ с тупиковой погрузкой ($L_{т.п} = 15 - 20$ м).

$K_{пр}$ - коэффициент прочих факторов

$$K_{пр} = 1 - 0,005 (L_{ср.д}), \quad (32)$$

В.И. Ганицкий в задачах оперативной организации производства рекомендует пользоваться эксплуатационной часовой производительностью [5]

$$Q_{ср.ч} = Q_{ср.ч.э}, \quad (33)$$

$Stk.ч$

$$K_{ср.ч} = 1 - \frac{Stk.ч}{T_{ср.ч}}$$

где $K_{ср.ч}$ - часовой коэффициент использования машины на основной работе; $Stk.ч$ - суммарное время основной работы за смену, ч; $Stk.ч$ - суммарная длительность кратковременных нарушений, ч.

В качестве эксплуатационной сменной производительности

$$Q_{ср} = Q_{ср.ч} T_{ср.ч} K_{ср}, \quad (34)$$

$$K_{ср} = 1 - \frac{\sum t_{ср.ч}}{T_{ср.ч}} = \frac{\sum t_{ср.ч}}{T_{ср.ч}}$$

где $K_{ср}$ - сменный коэффициент использования машины.

К.Е. Виницкий предлагает сменную эксплуатационную производительность экскаваторов определять с учетом плотности породы γ , m/m^3 ; продолжительности подготовительных - заключительных операций и регламентированных перерывов - $t_{п}$ и при этом: при погрузке горной массы в думпкары или автосамосвалы

$$Q_{ср} = Q_{ср.ч} K_{ср} (T_{ср.ч} - t_{ср.ч}) = \frac{Q_{ср.ч} (T_{ср.ч} - t_{ср.ч})}{\left(\frac{1}{K_{ср.ч}} + \frac{t_{ср.ч}}{T_{ср.ч}} \right)}, \quad (35)$$

$$Q_{ср} = \frac{3600}{t_{ср.ч}} \cdot 21 K_{ср} K_{ср} (T_{ср.ч} + t_{ср.ч}) = \frac{3600 (T_{ср.ч} - t_{ср.ч})}{\frac{1}{K_{ср.ч}} + \frac{t_{ср.ч}}{T_{ср.ч}}}, \quad (36)$$

при погрузке горной массы в приемный бункер

$$Q_{ср} = Q_{ср.ч} (T_{ср.ч} - t_{ср.ч}) = \frac{3600}{t_{ср.ч}} \cdot 21 K_{ср} (T_{ср.ч} - t_{ср.ч}), \quad (37)$$

где K_0 - коэффициент, учитывающий затраты времени на обмен транспортных средств в забое; $q_{т}$ - грузоподъемность локомотивосостава или автосамосвала, т.

при перевозке в отвал и погрузке горной массы в приемный бункер

$$Q_{ср} = 3600 (T_{ср.ч} - t_{ср.ч} - t_{ср.д} - t_{ср.д} - t_{ср.д}) \frac{21 K_{ср}}{t_{ср.ч}}, \quad (38)$$

Н.Н.Медников, эксплуатационную производительность экскаваторов при погрузке в железнодорожный транспорт рекомендуют определять по формуле

$$Q_{ср} = \frac{3600 \cdot 21 \cdot K_{ср}}{22 \cdot t_{ср.ч}} = 1 + \left(t + \frac{t_{ср.ч}}{T_{ср.ч}} \right)}, \quad (39)$$

где $K_{ср}$ = $K_{ср.ч} [1 - (K_1 + K_2 + \dots + K_n)]$ - коэффициент использования экскаватора;

Эксплуатационную производительность отвальных экскаваторов определять по формуле

$$Q_{ср} = \frac{3600 \cdot 21 \cdot K_{ср}}{t_{ср.ч}} (T_{ср.ч} - t_{ср.ч}) K_{ср}, \quad (40)$$

где $t_{ср.ч}$ - время на прием и сдачу смены, смазку экскаватора и крепежный ремонт (1ч); $K_{ср}$ - коэффициент, учитывающий передвижения экскаватора, подготовку площадки, перенос кабеля.

Б.А. Симкин рекомендует определять сменную эксплуатационную производительность экскаватора с учетом коэффициента использования по транспортным условиям

$$Q_{ср} = \frac{3600 \cdot 21 \cdot K_{ср} \cdot K_{ср}}{t_{ср.ч}} = Q_{ср.ч} T_{ср.ч} K_{ср} K_{ср}, \quad (41)$$

где $K_{ср}$ - коэффициент использования экскаватора по чистой работе,

$$K_{ср} = \frac{t_{ср.ч}}{t_{ср.ч} + t_{ср.ч}}, \quad (42)$$

$t_{п}$ - время погрузки, ч; $t_{ср.ч}$ - время обмена автосамосвалов, ч.

Большинство из перечисленных работ связывают производительность карьерных экскаваторов с диаметром среднего куска $d_{ср}$ взорванной горной массы. Наиболее полно этот вопрос раскрыт в работе Ю.И. Белякова[2], который вывел зависимость производительности экскаватора от коэффициента сопротивления копанью K_f , связанного функционально с $d_{ср}$, коэффициентом крепости по М.М. Протождякову f и коэффициентом разрыхления K_r [6]

$$Q_{ср.ч} = \frac{3600 \cdot 21 \cdot K_{ср}}{21 K_{ср} K_r} \cdot \frac{1}{\left(\frac{1}{K_{ср.ч}} + \frac{t_{ср.ч}}{T_{ср.ч}} \right)}, \quad (43)$$

где N - мощность подъемного двигателя, кВт; h - кпд рабочего оборудования мехлопаты; $t_{п}$, $t_{ср.ч}$ - время на повороты и разгрузку ковша, с.

При разработке сложно-структурных забоев Б.П. Юматов рекомендует определять техническую производительность экскаватора с учетом качества дробления горной массы и затрат времени на селективную выемку

$$Q_{ср.ч} = \frac{3600}{t_{ср.ч} + t_{ср.ч} K_{ср}} + \frac{t_{ср.ч} (1 - \gamma / 100)}{100 - K_{ср} (1 - \gamma / 100)}, \quad (44)$$

где $t_{ср.ч}$ - продолжительность черпания с учетом селективной выемки, с; $t_{ср.ч}$ - продолжительность остальных операций цикла, с; $t_{ср.ч}$ - продолжительность откидки одного негабарита с учетом разборки забоя, с; γ - выход негабаритных фракций, %; $V_{ср}$ - объем среднего негабаритного куска, m^3 ;

a - процент негабарита, откинутого экскаватором в процессе ожидания транспорта; b - процент негабарита, погруженного в транспортные средства.

По исследованиям В.В. Истомина и Н.Н. Рогатина при приближенном определении технической производительности карьерных экскаваторов целесообразно пользоваться формулой

$$Q_{\text{тех}} = \frac{E}{t_1} K_p K_{\text{г.п.}}, M^3/ч \quad (45)$$

При этом продолжительность рабочего цикла экскаваторов определяется по формуле

$$t_{\Sigma} = t_{\text{ч}} + t_{\text{п}} + t_{\text{р}} = \frac{1.94 t_{\text{ч}}}{E} + \frac{E}{0.11E + 0.8} + \sqrt{\frac{(0.02E + 0.41E^2 + 0.01E^3)}{E}}, c \quad (46)$$

где $t_{\text{ч}}$, $t_{\text{п}}$, $t_{\text{р}}$ - соответственно минимальная фактическая продолжительность черпания, двухстороннего поворота экскаватора и разгрузки породы, с. При выемке разрушенных пород $K_p > 1,3, 1,4$; сопротивление копанью зависит, в основном, от кусковатости пород, продолжительность черпания равна

$$t_{\text{ч}} = \frac{1.94 t_{\text{ч}}}{E} + \frac{E}{0.11E + 0.8}, c \quad (47)$$

где $d_{\text{ср}}$ - средний размер куска взорванной породы в развале, м.

Общая продолжительность поворотов экскаватора к месту разгрузки и забой составляет

$$t_{\text{п}} = \sqrt{\frac{(0.02E + 0.41E^2 + 0.01E^3)}{E}}, c \quad (48)$$

На основе результатов исследований влияния кусковатости взорванной горной массы на параметры процесса экскавации с учетом установленных зависимостей от качества взрывной подготовки пород, мощности двигателей, а также установленных значений коэффициента использования во времени Н.Я.Репиным построена математическая модель для определения сменной производительности карьерных экскаваторов

$$Q_{\text{с}} = \left[0.0001 K_p K_{\text{г.п.}} \cdot \frac{E}{t_1} \left(57 \frac{E}{E} + \frac{E}{0.11E + 0.8} + 30(0.02E + 0.41E^2 + 0.01E^3) \frac{E}{E} + t_{\text{ч}} \right) \left(\frac{E}{0.08 \cdot 0.781} + 1.35 \right) \right] \cdot 1.18E - 6.5 \frac{E}{E}, M^3/см, \quad (49)$$

где K_0 - коэффициент использования экскаватора во времени по организационным и технологическим факторам; e - основание натурального логарифма; β - угол поворота для разгрузки.

Аналитический обзор методов расчета производительности карьерных экскаваторов как элемента рабочих мест позволил установить отсутствие учета факторов наиболее полно отражающих возможности технического состояния экскаватора, подготовленности забоя, профессиональной деятельности машиниста экскаватора, применение которых позволяет значительно повысить достоверность оценки уровня качества функционирования рабочего места.

На основе обобщения исследований производительности применительно к карьерным экскаваторам система «оператор – экскаватор – забой» (О-Э-З), как рабочее место, с указанием на взаимное влияние и связи между элементами системы, рис. 1.

При анализе и эксплуатации карьерных экскаваторов особенности системы оператор – экскаватор - забой наиболее полно могут быть учтены с помощью обобщенной модели, построенной на основе единой функционально - аналитической трактовки, опирающейся на аппарат теории множеств.

При этом наличие значительных непредвиденных нарушений в работе любого элемента системы делает производственный процесс вероятностным. При планировании и анализе работ необходимо характеристики $Q_{\text{э}}$, $t_{\text{раб}}$ и $t_{\text{нар}}$ рассматривать как случайные величины, поэтому обобщенной аналитической зависимостью является

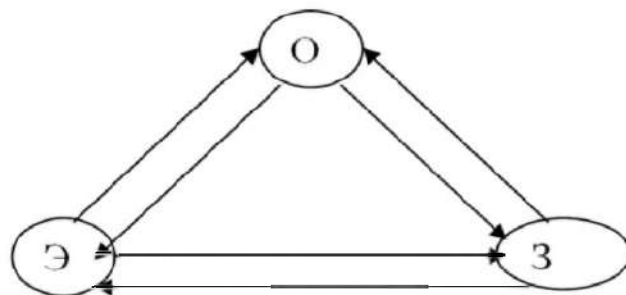


Рис. 1. Система оператор - экскаватор карьерный гусеничный - забой

$$Q_{\text{кал}} = \sum_{i=1}^{T_{\text{кал}}} Q_{\text{с}}, M^3$$

где $Q_{\text{кал}}$ - производительность за календарный период (месяц, год), M^3 ; $T_{\text{р}}$ - рабочих смен в календарном периоде ($T_{\text{р}} = \text{Стр}$); i - номер отдельной смены ($i = 1 \dots, T_{\text{кал}}$), включая нерабочие периоды, когда $Q_{\text{с}} = 0$.

На обобщенной модели карьерного экскаватора (рис. 2.) каждая из вершин схемы Р, И, X, M, Z, N, E, Y состоит из множества элементов. Вершина Р - определяет особенности проектирования, И - определяет условия изготовления, X - условия эксплуатации, М - особенности конструкции, Y - управляющие свойства оператора, Z - перемещения элементов машины и горной массы в ковше экскаватора; N - состояние машины и ее элементов, E - качественные показатели карьерного экскаватора. Анализируя связи между вершинами схемы, целесообразно использовать частичное обобщение модели карьерных экскаваторов для исследования рабочих мест как системы.

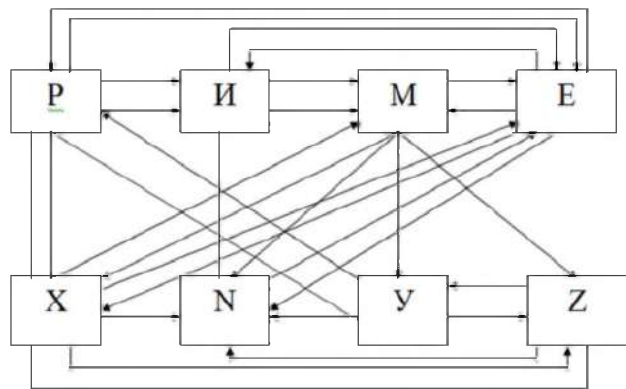


Рис. 2. Обобщенная модель карьерного экскаватора

Важным этапом работ по совершенствованию функционирования системы является поиск резервов роста их эффективности, основанный на выявлении в конкретных условиях эксплуатации "узких мест" по конкретным элементам системы «О-Э-З». Исследования предполагают необходимость производить оценку ее экономической эффективности, производительности, надежности, качества и других показателей на этапе эксплуатации не просто по значению соответствующих показателей отдельных элементов, входящих в систему, а с обязательным учетом реально существующих между отдельными элементами системы сложных взаимосвязей и взаимозависимостей.

Библиографический список:

1. Ржевский В. В. Открытые горные работы. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М., Книжный дом «Либрокон», 2010г. 522 с.
2. Н.Я.Репин. Выемочно-погрузочные работы. М.: изд. «Горная книга», 2010. 267 с.
3. Подерни Р.Ю. Механическое оборудование карьеров - М.: МГТУ, 2003;2005, 2007. 606 с.
4. Домбровский Я. Г. Экскаваторы. М., Машиностроение, 1969. 54 с.
5. Единые нормы и расценки. Сб. 2. Землеройные работы. М., Стройиз-дат, вып. 1, 1975. 38 с.
6. Щадов М.И. Справочник механика ОГР. Экскавационно-транспортные машины циклического действия - М.: Недра, 1989;
7. Оборудование для механизации производственных процессов на карьерах./ Под ред. В.С. Виноградова. - М.: Недра, 1974;
8. Сатовский Б.И. Современные карьерные экскаваторы. - М.: Недра, 1978. 61 с.

УДК 541.136.004

Kimyoviy elementlar [Matn]: / Q.S.Sanaqulov, B.F.Muxiddinov, A.S.Xasanov. – Toshkent: “Muharrir nashriyot”, 2019 – 405 b.

Ushbu qo'llanma kimyo, metallurgiya, konchilik va mashinasozlik yo'nalishlari va mutaxassisliklarida ta'lim oluvchi bakalavr va magistrantlarga hamda professor-o'qituvchilarga qo'llanma sifatida tavsiya etiladi.

O'quv qo'llanmada kimyoviy elementlar davriy jadvalining yaratilish tarixi va hozirgi kunda mavjud bo'lgan 118 ta kimyoviy elementlarning kashf etilishi, tabiatda geologik tarqalishi, fizikaviy, kimyoviy va mexanik xossalari, olinish usullari, shuningdek xalq xo'jaligida ishlatilishi to'g'risidagi ma'lumotlar tizimlashtirilgan, asosiy kimyoviy va metallurgik terminlar izohi bilan berilgan. Respublikadagi Navoiy va Olmaliq kon-metallurgiya kombinatlarida ishlab chiqariladigan ayrim elementlarning sanoatda olinishi, texnologik tavsiflari batafsil keltirilgan.

Shuningdek, ushbu o'quv qo'llanma kimyo va kon-metallurgiya sohasidagi ilmiy va muhandis-texnik xodimlar, laborantlar, kasb-hunar kollejlari va yuqori sinf o'quvchilari uchun ham tavsiya etiladi.



Suratlar 42, jadvallar 28, bibliografik ro'yxat 64 nomda.

Mas'ul muharrir:

kimyo fan. dok., prof. Abduvaxob Ikramov

Taqrizchilar:

O'zRFA akademigi,

Geol.-miner. fan. dok., prof. X.A. Akbarov

kimyo fan. dok., prof. T.M. Boboev

kimyo fan. dok., prof. S.E. Nurmonov

УДК 541.136.004

Химические элементы: /Санакулов К.С., Мухиддинов Б.Ф., Хасанов А.С.-Ташкент: 2-е изд. – “Muharrir nashriyot”, 2019– 485с.

В предлагаемом учебном пособии для студентов и преподавателей горно-металлургических и химических ВУЗов.

В учебном пособии систематизированы сведения существующих 118 элементов об их физических, химических и механических свойствах элементов периодической системы Менделеева, обобщены данные об истории открытия, получения, а также их применения в народном хозяйстве. Приведены основные понятия химических и металлургических терминов, а также технологические схемы получения некоторых химических элементов производимых на Алмалыкском и Навоийском горно-металлургических комбинатах Республики Узбекистан.

Книга является ценным учебным пособием и служит настольным справочником для научных и инженерно - технических работников химической и металлургической отрасли, а также для лаборантов, учащихся профессиональных колледжей и старших классов средней школы.



Ил. 42 Табл. 28. Библиогр. список: 59 назв.

Ответственный редактор:

Док. хим. наук, проф. Абдувахоб Икрамов

Рецензенты:

академик АН РУз, докт.

геол.-минер. наук, проф. X.A. Акбаров

докт. техн. наук, проф. А.А. Юсупходжаев

докт. техн. наук, проф. X.Ш. Бахронов

докт. хим. наук, проф. С.Э. Нурмонов

ТРЕБОВАНИЯ К ОФОРМЛЕНИЮ СТАТЕЙ

В связи подготовкой журнала «Горный вестник Узбекистана» для зарубежной аналитической базы данных SCOPUS. Чтобы успешно прошла регистрация изданий в любой из всемирно признанных баз данных, требуется правильно оформлять статьи, которые подлежат публикации. У Scopus (международная аналитическая система) имеется перечень требований, которые подлежат обязательному выполнению со стороны авторов статей. Качество излагаемого материала должно быть на высшем уровне, это относится не только к смысловой нагрузке, а и к его представлению.

Статьи, представленные в журнал «Горный вестник Узбекистана», должны удовлетворять следующим требованиям:

Публикуемые сведения представляются в виде 2-х составляющих. Одна из них максимально раскрывает тематику в научном и практическом отношении. За счет нее читателю удастся вникнуть в суть вопроса. Так как производится отправка указанной составляющей в базу данных, необходимо тщательно подбирать заголовок публикации, внимательно составлять авторское резюме или краткое изложение сведений о статье, выбирать ключевые слова. Самое главное для автора, чтобы его статья вызвала интерес, легко воспринималась каждым заинтересованным субъектом на международной арене и среди соотечественников.

К статье необходимо приложить экспертное заключение о возможности опубликования материала в открытой печати.

Стандартный объем статьи: 4-10 страниц текста + 3-4 рисунка. Текст печатается через 1 интервал шрифтом Times New Roman 10 кегля. Формулы должны вводиться с помощью редактора формул (формулы не должны быть в отсканированном виде). Необходима присылка статей по электронной почте по адресу одного из авторов статьи (для пересылки статьи при возникновении некоторых вопросов).

Материал должен быть изложен кратко, без повторений данных таблиц и рисунков в тексте; на литературу, таблицы и рисунки следует давать ссылки в тексте (по порядковому номеру). Рисунки и таблицы должны иметь название.

Статья должна иметь не более 5-6 авторов (остальных, принимающих участие в работе, можно указать в сноске). **По каждому из авторов должны быть приложены подробные сведения (место работы, должность, ученая степень, ученое звание, почтовый адрес, телефон, e-mail).**

Статья должна в обязательном порядке иметь аннотацию, ключевые слова (на русском и узбекском (латиница)) и библиографический список.

Аннотация к статье (в соответствии с требованиями международных баз данных) должна достаточно полно раскрывать ее содержание и иметь объем в среднем не менее 10-12 строк (или от 100 до 250 слов).

Ключевые слова должны содержать в среднем не менее 12-20.

Список использованной литературы статьи должен соответствовать требованиям ГОСТ 7.1-2003 (и его более поздней версии 2008 г.) и иметь в среднем 7-10 источников (из них не более 25 % - на собственные работы), с обязательным включением источников позднее 2000 г., и содержать следующие сведения:

- при ссылке на журнальную статью - фамилию и инициалы автора, полное название журнала, год издания, том, номер, страницы начала и конца статьи;

- при ссылке на книгу - фамилию и инициалы автора, название произведения, место издания, издательство (для иностранного источника достаточно указать город), год издания, общее число страниц в книге;

- при ссылке на статью в сборнике - название сборника, номер выпуска (или тома), место издания, издательство (или издающая организация), страницы начала и конца статьи;

- для интернет-ссылок - название ресурса и публикации, режим доступа.

Номер литературной ссылки дается в квадратных скобках в соответствующем месте текста.

При пересылке статьи по e-mail текстовая часть статьи должна быть записана в файл в формате текстового редактора Word для Windows, **Рисунки необходимо записывать в виде отдельных графических файлов** в формате JPEG, TIF, EPS или PSD с достаточным разрешением (не ниже 300 dpi при масштабе 1:1).

Таблицы в статье должны иметь название, ссылка на таблицу указывается в круглых скобках в соответствующем месте текста.

Рисунки к статье должны быть четкими, пригодными для компьютерного воспроизведения. Не следует перегружать их второстепенными данными, не имеющими прямого отношения к тексту статьи. Цветные фотографии желательно сопровождать подписями.

Необходимо единицы измерения и обозначения давать в Международной системе единиц СИ.

Несоответствие материалов статьи вышеописанным требованиям может послужить поводом для отказа в публикации.

Оформление текста статьи:

Стиль заголовков:

Шрифт набора "Arial", 18 кегль, заглавными, по левому краю, без переносов, полужирный;

Выше названия статьи (через 1 интервал), в правом углу - фамилия и инициалы авторов, 8 кегль, обычный; Индекс УДК - в левом углу;

Под названием статьи - фамилия и инициалы авторов - полужирным; место работы, должность научное звание, название организации, 8 кегль, обычный.

Стиль аннотаций:

Шрифт набора "Times New Roman", 10 кегль, курсив;

Расположение ниже названия статьи (через 1 интервал).

Стиль опорных слов:

Шрифт набора "Times New Roman", 10 кегль, курсив; Слова "Опорные слова" - полужирным.

Расположение ниже аннотации.

Стиль основного текста:

Шрифт набора "Times New Roman", 10 кегль, обычный;

межстрочный интервал - одинарный;

абзацный отступ - 0,5 см;

запрет висячих строк;

Поля страницы: левое, - 3 см; верхнее, нижнее, правое - 2 см.

Стиль таблиц:

Название таблицы - шрифт набора "Arial", 8 кегль, полужирный, по центру.

Шрифт набора текста таблицы "Times New Roman", 8 кегль, обычный.

Стиль набора формул:

Написание формул и специальных символов исключительно в редакторе "Microsoft Equation-3". Формулы располагаются по центру.

Иллюстрации:

Иллюстрации должны быть четкими, готовыми к печати, вставлены в текст и приложены в отдельных файлах формата GIF, BMP, JPEG;

Рисунки по возможности должны быть черно-белыми.

Контактная информация приводится Ф.И.О. авторов, e-mail и контактный номер телефона в конце статьи в обязательном порядке.

Библиографический список (список литературы):

Стиль списка - шрифт набора "Arial", 8 кегль, курсив. **Не менее 12 ссылок, литература изданная не более 5 лет назад.** Слова "Библиографический список".

ДОПОЛНИТЕЛЬНО, ОБЯЗАТЕЛЬНО: на английском языке - названия статьи, Ф.И.О., место работы и должность авторов, реферат, список использованной литературы.

Реферат включает следующие аспекты содержания статьи: - предмет, тему, цель работы; - метод или методологию проведения работы; - результаты работы (200-300 слов).

МЕБЕЛЬ НА ЗАКАЗ

ПО ВАШИМ РАЗМЕРАМ



НГМК

И ИЗГОТОВЛЕНИЕ
МЕБЕЛИ

Центральное рудоуправление
тел: (0 436) 577 03 52
факс (0 436) 577 20 20



МЕБЕЛИЗИРУЙ СВОЮ ФАНТАЗИЮ





Шарошечное долото

Непревзойденная эффективность
в работе

United. Inspired.

