

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'sischi:

"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., Bekmur-
zayev 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.,
Rakishiev B.R. (Kozogiston), 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 521-78-35, +99893 521-78-39

E-mail: YuD.Norov@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 20.02.2019 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 государствен-
ный горный институт, Узбекский научно-исследовательский и
проектно-изыскательский институт геотехнологии и цветной ме-
таллургии ГУП «O'zGEORANGMETLITI»

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор:

Норов Ю.Д.

Зам. главного редактора:

Шарафутдинов У.З.

Технический и художественный редактор:

Содилов 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 521-78-35, +99893 521-78-39

E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz, I.Sodikov@ngmk.uz

Сайт: <http://www.gorniyvestnik.uz>

Обложка, дизайн, компьютерная вёрстка:

Содилов 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 20.02.2019 г.

Формат А3. Тираж 250 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2019

ISSN 2181-7383



4 780010 201616 >

ОБВАЛООБРАЗОВАНИЯ ВОЗНИКАЮЩИЕ В ПРОЦЕССЕ БУРЕНИЯ НЕФТЯНЫХ И ГАЗОВЫХ СКВАЖИН

Мақолада қудуқлар деворини чидамплиги юқолишининг асосий сабаблари таҳлил қилинади. Ушбу ҳодисалар тадқиқотчилари ўпирилиш ва лойқа жинслар тўқилишининг бир неча хил сабабларини мисол келтирадилар, жумладан тоғжинслари ва буғбосимларини, ювадиган суюқликлардаги сувни ортга урилишининг юқорилиги, қўлланилган кимйовий реагентларнинг турлари. Ушбу иш баъзи бир бошқа сабабларнинг ҳам тадқиқотчилар назаридан четда қолмаслигини ўрганишга юналтирилган. Шундай сабаблардан бири қудуқлар деворига қўшилувчи жинсларнинг гидромеханик таъсири ҳисобланади. Қудуқлар девори чидамплигини юқолишида узоқ вақтлар мобайнида ўпирилишларсиз сақланиши ҳам муҳим рол ўйнайди. Мураккаблаштириш масаласида ўтказилган тадқиқотлар натижасида, маҳсулдор горизонтларни очиш ва ўзлаштиришда юзага келадиган геология қидирув ишлари жарайонларида амалий таъсирлар ишлаб чиқилган.

Таянч иборалар: Қудуқларни бурғилаш, чидамплигининг юқолиши, қудуқ деворларининг ўпирилиши, бурғилаш қувурлари тутғичи, қоришманинг сўрилиши, гидродинамик тенглик, мураккаблаштириш, пласт босимлари.

The article analyzes the main causes of loss of wellbore stability. Researchers of this phenomenon give different reasons for the collapse and shedding of clay rocks, including rock or pore pressure, high fluid loss of washing liquids, types of chemical reagents used. The present work is aimed at studying other causes that have remained outside the field of view of researchers. One of these causes is the hydromechanical impact on the rock of the component wall of the well. Finding wells without casing for a long time also plays a significant role in the loss of stability of the well wall. On the basis of conducted studies on complications arising from the opening and development of productive horizons in the process of geological exploration, practical recommendations have been developed.

Key words: well drilling, loss of stability, destruction of well walls, sticking of drill pipes, solution absorption, hydrodynamic equilibrium, complication, formation pressure.

Мирсултанов М.М.,
Главный специалист
по технике и технологии
строительства скважин
ООО «Узнефтегазгеология»



Высокий темп строительства скважины, доведение ее до проектной глубины, без аварий имеют существенное значение для повышения эффективности выполняемых работ. Качество и успешность буровых работ зависит от правильного выбора конструкции, технологии бурения и крепления скважин.

Современная технология строительства скважины значительно усовершенствована и модернизирована. При строительстве скважины применяются высокопрочные буровые и обсадные трубы, высокопроизводительные породоразрушающие инструменты, высокомоментные забойные двигатели, управляющие системы при бурении горизонтальных скважин, термобаростойкие химические реагенты для обработки буровых растворов и т.д.

Несмотря на это, при бурении скважин происходят осложнения, препятствующие нормальному их строительству. Осложнение происходит в скважине не по воле исполнителей, не из-за нарушения проекта, правил бурения, технологического режима, а из-за несовместимых геолого-технических условий в скважине.

Одним из тяжелых видов осложнений при бурении скважин считаются обвал стенки скважины и осыпание породы. Вследствие этого буровую колонну, находящуюся в скважине, заваливают обрушившейся породой и она теряет подвижность. Поднять ее на поверхность в большинстве случаев не удается без обуривания компоновки низа буровой колонны и буровых труб.

Обвал породы в скважине - это внезапное обрушение массы породы со стенки скважины. Осыпи породы - частичное обваливание пород со стенок в скважину.

Признаками обвала являются: внезапное повышение давления в манифольде насоса при бурении и промывке скважины; рост крутящего момента на роторе в процессе бурения; увеличение объема выходящего шлама; повышение вязкости бурового раствора; затяжки или посадки буровой колонны при спуско-подъемных операциях.

Очень часто потери подвижности бурового инструмента, происходящие в результате обвала породы, принимают за прихват, возни-

кающего за счет прилипания инструмента к стенкам. Как следствие, принимаются не совсем правильные меры по их ликвидации.

Неустойчивость глинистых отложений чаще встречается в депрессионных зонах, как, например, в Ферганской и Сурхандарьинской межгорных впадинах. В этих зонах высок процент недоведенных до проектных глубин, ликвидированных без решения возложенных задач, скважин. Из-за потери устойчивости стенки скважины были перебурены. Скважины Айзоват 2, Аляуды 2, Камаши 5, Шорбулак 1, Каражида 2 и другие были ликвидированы.

В вышеприведенных площадях в процессе бурения в следствии обвала образовались значительные каверны в стволе скважины.

В табл. 1 приведены коэффициенты кавернозности скважин пробуренных на указанных площадях.

Геологический разрез Ферганской впадины в пределах кайнозойской эры, состоящий из пород четвертичных, неогеновых и палеогеновых отложений, является сложным. В центральной и северной части Ферганы породы неогенового возраста залегают в интервале 600-5800м и разделены на бактрийский (400-3600м) и массагетский (3600-5800м) ярусы. Они, в основном, сложены из глин, глинистых, песчаных материалов. Массагетский ярус подразделяется на бледно-розовую свиту (БРС) и кирпично-красную свиту (ККС).

Ниже неогеновых отложений в интервале 5800-6300м находятся палеогеновые породы, которые состоят из известняка, гипса и глины.

В Сурхандарьинской зоне геологический разрез сложен аналогично Ферганской впадине с некоторыми сокращениями мощностей ярусов и свит. Здесь также палеогеновые породы состоят из глин, глинистых материалов и известняков.

Меловые и юрские отложения более устойчивы, так как здесь «чистых» глин меньше. Большие встречаются песчаные, песчано-глинистые породы, гравелиты.

По-видимому, из-за многократного подъема и опускания земной коры в этих зонах горные породы претерпели деформацию, образовались в них микро-макротрещины, ослабили силы сцепления между ча-

Таблица 1

Кавернность скважин

Площадь, № скважины	Интервал бурения, м	Стратиграфия	Коэффициент кавернности
Кокдумалак, 209	400-900 1450-1800	Сенон Альб	1,45 1,40
Гумбулак, 21	200-700 1250-1530	Сенон Альб	1,60 1,40
Сев. Камаши, 6	700-1200 1650-1900	Сенон Альб	1,50 1,35
Зап.Палванташ, 24	1800-2300	Олигоцен	1,75
Каражида, 1	3600-5200	Бледно-розовая свита	1,65
Каражида, 2	3500-5000	Тоже	1,70

стицами и агрегатами глинистых пород. Для них достаточно влияния незначительных внешних воздействий, чтобы они потеряли свою устойчивость.

Не случайно в Ферганской впадине большее количество аварий связаны с потерей устойчивости стенки скважины. Борьба с обвалообразованием в процессе бурения отнимает много времени и средств, задерживает процесс углубления скважины. Нередко приходится перебуривать, даже ликвидировать не выполнившую свою задачу скважину.

Во многих случаях при обвале пород не удается освободить бурильный инструмент ни нефтяной ванной, ни встряхиванием, ни промывкой. Остается один путь - торпедировать инструмент и забуривать новый ствол, потеряв часть ствола скважины вместе с бурильным инструментом. Ниже приведены некоторые примеры произошедших обвалообразований на площадях Узбекистана.

Скважина 1 Муйнак (Устюрт) была заложена как поисковая скважина с проектной глубиной 6200м для изучения отложений пермь-триаса (палеозой). Скважина обсажена кондуктором (Ø 426мм x 56м), промежуточной колонной (Ø 299мм x 1805м).

Согласно проекту на бурение, следующая промежуточная колонна диаметром 219мм должна была спускаться до глубины 4000м. Бурение под 219мм колонны осуществлялось роторным способом. Циркулирующий раствор был приготовлен из шорсуйской порошкообразной глины и обработан кальцинированной содой, каустической содой, реагентами К-4 и УЩР, добавляли в него нефть. Буровой раствор имел следующие показатели: плотность (ρ) 1,23 - 1,24г/см³; условная вязкость (Т) - 40 - 50с; водоотдача (В) - 10-13см³; другие свойства раствора не измерялись. Скважина бурилась с остановками по организационным причинам 2 года 4 месяца при открытом стволе длиной 1720м. В процессе бурения при глубине 3526м от резкого повышения давления на насосе разорвалась предохранительная диафрагма на выкидной линии. Повышение давления произошло из-за перекрытия затрубного пространства обвалившимися породами. Поднять долото от забоя не удалось. Расхаживание, встряхивание бурильной колонны, установка нефтяной ванны не дали результатов. Произвольным отворотом отсоединили бурильную колонну на глубине 2932м. С этой глубины начали обуривать оставшиеся бурильные трубы и левым бурильным инструментом отворачивать каждую трубу. Извлечение оставшейся части бурильного инструмента длилось больше полугода.

Скважина 2 Каражида (Фергана) была заложена как параметрическая с проектной глубиной 6300м на палеогеновые отложения. Проектом была предусмотрена следующая конструкция скважины: кондуктор Ø 324мм x 600м; промежуточная колонна Ø 245мм x 4500м; «хвостовик» Ø 194мм x (4400-5650м); эксплуатационная колонна Ø 168/140мм x 6300м. Впоследствии изменили проектную глубину скважины до 5800м и проектный горизонт на ККС (кирпично-красная свита) неогеновых отложений.

Бурение скважины начато 10.05.01 г. Пробурив скважину до глубины 600м, спустили и зацементировали кондуктор Ø 324м. Затем приступили к бурению ствола под промежуточную колонну диаметром 245мм.

Бурение интервала 600-4500м продолжалась 15 месяцев с остановками из-за неудовлетворительного материально-технического снабжения.

Бурение указанного интервала осуществлялось глинистым раствором, приготовленным из шорсуйской глины, который обрабатывался реагентами УЩР, К-4, КМЦ-500, каустической и кальцинированной содами. В процессе бурения в раствор добавляли нефть для снижения липкости фильтрационной корки.

При очередной профилактической проработке скважины, в ожидании обсадных труб, бурильный инструмент потерял подвижность. При этом долото Ø 295мм находилось на глубине 4347м. Произошло резкое повышение давления насоса и вращающего момента на роторе. Расхаживание бурильной колонны не дало результатов. Восстановив под большим давлением частичную циркуляцию бурового раствора, установили нефтяную ванну. Все равно инструмент не удалось освободить. Произвели произвольный отворот бурильных труб на глубине 3987м. При попытке резки второго ствола инструмент повторно потерял подвижность и исчезла циркуляция раствора. Оторвав инструмент с помощью торпеды, на глубине 3585м вновь начали резку (третьего) нового ствола до глубины 4500м.

Несмотря на удовлетворительные параметры бурового раствора (ρ=1,66г/см³; Т=80с), на низкую величину водоотдачи (6-10см³), произошел катастрофический обвал породы. Видимо, лишь одного снижения водоотдачи или увеличения плотности раствора мало для обеспечения устойчивости глинистых пород. Открытый ствол скважины протяженностью более 3900м длительное время находился под воздействием бурового раствора, его фильтрата и знакопеременного колебания давления, возникающего при спуско-подъемных операциях, в ожидании колонны.

Скважина 13 Ташбулак (Фергана) была обсажена комбинированной колонной диаметром 245/194мм до глубины 5050м. Бурение под эксплуатационную колонну осуществлялось с компоновкой бурильной колонны: долото Ø 165мм - УБТ 120мм x 85м - СБТ Ø 102мм. Буровой раствор имел следующие показатели: ρ=2,15г/см³; Т=70с; В=9см³/30мин. Раствор обрабатывался реагентами УЩР, КМЦ-500, ФХЛС, каустической содой. Утяжеление раствора производилось турецким баритом высокого качества. В раствор добавляли (до 10% от объема) нефть.

В процессе механического бурения при забое 5779м поднялось давление на насосе, и вырос вращательный момент на роторе. Оказалось, бурильный инструмент был прихвачен обвалившимися породами неогеновых отложений. Расхаживание инструмента с усилием, превышающим его вес на 40т, не дало результата. Пришлось торпедировать инструмент над УБТ и обуриванием извлекать оставшиеся части бурильной колонны.

В скважине 222 Ташбулак при прохождении бледно-розовой свиты (БРС) неогеновых отложений применяли буровой раствор, приготовленный на пресной воде и обработанный УЩР, КМЦ, ФХЛС. Бурение сопровождалось обильным выносом глинисто-песчаных

пород, частыми проработками и затязками бурильного инструмента. Каверны по стволу превышали диаметра долота на 30-50%.

Скважина № 785 (параметрическая) на площади Южный Ала-миш бурилась на палеозойское отложение с проектной глубиной 4500м. Геологический разрез (по проекту) состоял из отложений: неогена мощностью 650м, мела - 700м, юры - 100м и в интервале 1450 - 4500м залежали отложения палеозоя. Скважина в соответствии с проектом была обсажена 426мм кондуктором. Далее скважина была пробурена под первую промежуточную колонну долотом 394мм до глубины 2116м. Но из-за отсутствия колонны скважина простояла более 2-х лет. Когда приступили к проработке, то обнаружили, что ствол в интервале ниже 1390м завален породой. Скважина была ликвидирована. Палеозой в Юго-восточной части Ферганы остался не изученным. Основная причина потери скважины - обвал породы в неогеновых отложениях.

На скважине 39 Урга (Устюрт) при цементировании 140мм колонны внезапно повысилось давление при продавке цементного раствора. Пришлось остановить процесс цементирования. Всего успели прокачать 10,5м³ продавочной жидкости из положенного 38,5м³ объема. По лабораторным данным, схватывание цементного раствора должно наступить через 3ч 45мин от начала его затворения. Давление на агрегате повысилось через 45мин после начала затворения цемента. Причиной такого осложнения мог быть обвал породы в затрубном пространстве вследствие длительного простоя скважины и высокой водоотдачи (18 см³/30мин) бурового раствора.

Скважина 1 Кызылкия (Байсунская котловина) заложена как поисковая с проектной глубиной 4000 м для изучения верхнеюрских отложений. Проектом предусмотрена конструкция скважины: кондуктор Ø 426мм х 200м; первая промежуточная колонна Ø 299мм х 2500м; вторая промежуточная колонна Ø 219мм х 3450м; эксплуатационная колонна Ø 140мм х 4000м. Скважина была пробурена под первой промежуточной колонной до глубины 2500м, были вскрыты палеогеновые и меловые отложения. Ствол скважины прорабатывался перед спуском 299мм колонны. Буровой раствор имел удовлетворительную характеристику. Во время проработки ствола скважины, при нахождении долота на глубине 2076м давление на насосе поднялось до 16МПа, также повысился вращательный момент на роторе. При попытке приподнять инструмент оказался прихваченным, как говорится «на ходу». Такой прихват инструмента характерен для обвала пород.

С помощью детонирующего шнура инструмент был отвернут на глубине 2020м и поднят на поверхность. В скважине осталось: долото Ø 394мм и УБТ 203мм длиной 37м. Для их извлечения был спущен обурник Ø 245мм и вновь произошел обвал породы. Скважина была ликвидирована.

По нашему мнению, причины обвала породы связаны с потерей устойчивости ствола скважины, заключающаяся в том, что открытый ствол, сложенный из глинистых пород палеогеновых к меловых отложений, больше 9 месяцев находился под воздействием бурового раствора, его фильтра и гидродинамического давления, возникающего при спуске бурильного инструмента.

Скважина № 2 Кагнысай (Бойсунская котловина) была пробурена до глубины 3648м и вскрыла верхнеюрские карбонатные отложения. Скважина была обсажена 219мм колонной до глубины 2929м. Проходка скважины в интервале 2929-3648м осуществлялась с применением бурового раствора, имеющего следующие показатели: $\rho=1,51-1,53\text{г/см}^3$, $T=80\text{с}$, $V=6\text{см}^3/30\text{мин}$. Из устья скважины увеличился поток раствора. Закрыв превентор, в скважину закачали 150м³ воды и 150м³ раствора плотностью 1,50г/см³ с интенсивностью 30-35л/с. Внезапно прекратился поток жидкости с газом. По-видимому, произошел сильнейший обвал породы из альбских отложений мела в результате изменения давления в скважине и контактирования породы с водой. Скважина была ликвидирована без выполнения возложенных на нее задач.

Скважина 2 Аляудинтау (Бешкентский прогиб) должна была вскрыть породы палеозоя, глубина ее проектировалась 3800м. Скважина была обсажена до глубины 533м кондуктором диаметра 324мм. Бурение проводилось на глинистом растворе, обработанным УЩР и

кальцинированной содой, со следующими показателями: $\rho=1,28-1,30\text{г/см}^3$, $T=60-70\text{с}$, $V=10-12\text{см}^3/30\text{мин}$, $\text{СНС}-15/30\text{мг/см}^2$.

При достижении забоя 2259м произошел обвал породы, инструмент потерял подвижность. После произвольного отворота инструмента было выяснено, что ниже глубины 588м ствол завален породой. Бурением второго ствола скважина была закончена.

Скважина № 1 площади Бокаты (Сурхандарья). Скважина №1 Бокаты была запроектирована на бухарский ярус палеогеновых отложений с глубиной 4600м. Скважина была обсажена колонной диаметра 245мм до глубины 2990м. После спуска колонны углубление продолжалось долотом Ø 215,9мм и буровым раствором, имеющим следующие показатели: плотность 1,24г/см³, условная вязкость 50с, водоотдача 8см³/30мин, показатель водорода (рН) 9. При очередном спуске бурильной колонны на глубине 3754м (Большужанская свита) произошла «посадка» инструмента. При проработке ствола наблюдались потери циркуляции раствора и резкое повышение давления на насосе, даже дизеля насоса заглохли. Бурильный инструмент оказался прихваченным, потерял подвижность. Четырехкратные установки нефтяных ванн, работа детонирующим торпедным шнуром на встряхивание не дали результата. Произвели отворот, который произошел на глубине 3077м. Оставшиеся в скважине бурильные трубы поднять не удалось. Несмотря на попытки забурить второй ствол, но все оказалось безрезультатно.

Причинами обвала в этих скважинах являются длительный контакт породы с буровым раствором, воздействие циклических нагрузок, возникающих при спуско-подъемных операциях и промывке скважины.

Как видно из приведенных выше данных одной из причин обвалообразования в скважинах является длительный контакт бурового раствора с породами содержащие глины или глинистые материалы.

Обвал пород, слагающих стенки скважины приводит не только к аварии, но и образованию больших каверн в стволе, которые являются причиной некачественного цементирования обсадных колонн. При цементировании колонн в кавернах остается не вытесненный буровой раствор, что является каналом для движения пластового флюида.

Большая обстоятельная работа по изучению причин обвалообразования проведена В.Д. Городновым. Он утверждает, что глинистые породы при контакте с водной средой претерпевают существенные физико-химические изменения: они могут переходить из одного физического состояния в другое. В молекулах глинистых минералов имеются катионы, способные замещаться катионами раствора. В состав катионообменного комплекса глины входят катионы одно-двух валентных металлов. Глины натриевого типа способны к большему набуханию, чем глины кальциевого типа. В.Д. Городнов отмечает, что набухание – это процесс поглощения дисперсионной среды дисперсной фазой, сопровождаемый увеличением объема последней. Обвалообразование связано с набуханием глинистых отложений в разрезе скважины. По его рассуждению: в основе явления набухания глинистых пород лежит действие адсорбционных, осмотических и капиллярных сил.

В.Д. Городнов [1] на основе фактических материалов по бурению сверхглубокой скважины СГ (на Арал соре) пришел к выводу, что набухание глинистых пород не зависит от глубины их залегания. На показатели набухаемости глины большое влияние оказывают рН раствора, тип химических реагентов. Его исследования показали, что электролиты сильно повышают набухание глины. Им введен коэффициент набухания (K_n), показывающий объем поглощенной жидкости 1г глинистого минерала. В.Д. Городнов установил, что NaOH, УЩР увеличивают K_n в 1,5-2 раза, CaCO₃ (известь), Na₂O, 2,84 SiO₂ (силикат натрия), CaCl₂ снижают K_n с 2,12 до 1,05. ГИПАН и К-4 не способствуют повышению устойчивости стенки скважины также как и гуматные реагенты. Исследованиями В.Д. Городнова установлено, что увеличение водородного показателя (рН) приводит к росту толщины адсорбционного слоя, что снижает сцепление между частицами и, как следствие, уменьшает устойчивость породы.

Н.А. Сидоров [2] считает, что глинистые отложения после их вскрытия бурением теряют устойчивость из-за набухания в результате снижения противодействия и всасывания воды из промывочной жидкости. Он предлагает при бурении глинистых пород использовать в качестве промывочной жидкости эмульсии, мазут, асидол.

В работе [3] обобщен опыт по борьбе с потерей устойчивости стенки скважины в Узбекистане. В этой работе, так же как и другие исследователи, причину обвалообразования считают гидратацию глинистых частиц, в результате которой происходят набухание и размокание стенки скважины. Для борьбы с обвалообразованием в скважинах предлагаются меловые растворы, стабилизированные негидролизированным полиакриламидом, обладающим высокой устойчивостью к солям polyvalентных металлов.

Многие исследователи [4, 5] разрушение стенки скважины в глинистых отложениях объясняют горизонтально составляющей силой горного давления и для предупреждения пластического течения глины рекомендуют повышение гидростатического давления в скважине.

Однако имеются примеры [6, 7], когда гидростатическое давление раствора превышало горное, а пластическое течение породы не останавливалось. В скважинах №232 на острове Дуванный, №900 на острове Артем плотность раствора подняли до $2,3-2,4 \text{ г/см}^3$, но пластическое течение глины не прекращалось, выдавливая бурильный инструмент. Для задавливания пластического течения породы применяли сверхтяжелый раствор плотностью $2,57 \text{ г/см}^3$.

Увеличение плотности раствора не предотвращает обвалы и осыпи глинистых пород, так как боковое давление в одинаковых породах может быть различным.

Многие [8, 9] считают, что причиной обвала является водоотдача бурового раствора. Известно множество фактов, что снижение водоотдачи, даже до $3-4 \text{ см}^3 / 30 \text{ мин}$, не могло предотвратить обрушения стенки скважины в глинистых отложениях.

Исследования В.Ф. Роджерса [10] также показали, что растворы на нефтяной основе не предотвращают обвал и осыпание породы. Скважина, пробуренная буровым раствором на нефтяной основе в Луизиане, имела каверны с поперечными размерами 370-400 мм при диаметре долота $\varnothing 216 \text{ мм}$.

Применение известково-битумного раствора плотностью $1,52 \text{ г/см}^3$ при бурении скважины на площади Просковая (Ставрополь) не смогло предотвратить образования больших каверн в стволе.

Каверны имели размеры в 2 раза больше, чем размер долота [11].

В работе американского исследователя Neal J. Adams [12] приведены сведения о промывочных жидкостях и системах реагентов для обработки буровых растворов, снижающих набухание глинистых минералов.

В частности, рассматривается система MCAT, которая является катионовым полимером с высоким молекулярным весом. Оптимальный расход MCAT составляет $3-6 \text{ кг/м}^3$. Другой реагент EM1 - 175 является неионогенным полимером со средним молекулярным весом, расход его составляет $6-23 \text{ кг/м}^3$. Адсорбция этих полимеров на поверхности глинистых частиц замедляет поверхностную и осмотическую гидратацию. К недостатку этой системы относится их пенообразующая способность. В целом, указанные реагенты эффективно снижают степень и скорость набухания глин. Одним из таких реагентов является Spersene, состоящий из хромлигносульфоната. Этот реагент рассчитан на высокую забойную температуру (170°C). Его расход составляет $3-30 \text{ кг/м}^3$. Spersene хорошо замедляет гидратацию глинистых частиц, одновременно является понизителем водоотдачи и вязкости бурового раствора.

В американской практике [12] для стабилизации ствола скважины на Мексиканском заливе, Калифорнии, Оклахоме применяют растворную систему, куда входит полимерный реагент Poly Plus. Стабильность ствола скважины достигается за счет предотвращения гидратации глины обволакиванием полимерными пленками. При разрушении породы по краям возникает положительный заряд, к которому стремятся молекулы Poly-Plus т.к. он является анионным полимером. Основой Poly-Plus являются растворимые в воде синтетические полимеры-полиакрилаты и полиакриламиды. Сильное ингибирующее действие системы Poly-Plus достигается при соотношении: акриловых групп 30% и акриламидных-70%.

В лаборатории были испытаны образцы глинистых пород на набухаемость в средах: пресная вода; раствор KOH; гипсовый раствор; система раствора Poly-Plus. Были получены зависимости набухания глины во времени. Среди этих растворов самую низкую набухаемость глины дал Poly-Plus.

При бурении скважин с применением раствора Poly-Plus почти 90% ствола скважины имел номинальный диаметр, сальникообразования не наблюдалось.

На основании проведенного обзора можно сделать вывод, перед подбором глинистого раствора необходимо выяснить тип глинистого минерала из которого сложен, разбуриваемый разрез месторождения. И только на этой основе необходимо подбирать рецептуру и технологию разбуривания.

Библиографический список:

1. Городнов В.Д. Набухание глинистых пород в разрезе сверхглубокой скважины СГ-1 Аралсор. Сб. докладов НТС по глубокому бурению. М, 1973. С. 130-137.
2. Сидоров Н.А. Проблемы бурения глубоких скважин в сложных условиях. Всесоюзное совещание по бурению нефтяных и газовых скважин. М: ВНИИОЭНГ, 1970 С. 75-81.
3. Аминов А.М. Бурение глубоких скважин в осложненных условиях. Ташкент: ТашПИ, 1992. С. 144.
4. Адельсон И.В. Борьба с обвалами при бурении нефтяных и газовых скважин. М. ВНИИОЭНГ, 1974 С. 65.
5. Басарыгин Ю.М., Булатов А.И., Проселков Ю.М. Осложнения и аварии при бурении нефтяных и газовых скважин. М. Недра, 2000. С. 62-70.
6. Сеид-Рза М.К. Технология бурения глубоких скважин в осложненных условиях. Баку, Азер-нашр, 1963 196 с.
7. Сеид-Рза М.К., Рзаев А.А., Хачатуров А.А. Экспериментальные исследования факторов, влияющих на эффективность ванн. Азербайджанское нефтяное хозяйство, 1977, №212. С. 20-24.
8. Байдюк Б.В., Шрейнер Л.А. Расчет устойчивости горных пород в скважинах. Тр. ВНИИБТ «Вопросы деформации горных пород при бурении». М., 1961. С. 62-70.
9. Вадецкий Ю.В. Классификация осложнений, вызывающих нарушение целостности ствола скважины. НТО «Бурение», - М.: ВНИИОЭНГ, 1969. Вып. 3. С. 10-13.
10. Роджерс В.Ф. Промывочные жидкости для бурения нефтяных скважин. М. Госпотехиздат, 1960. 318-345 с.
11. Мариампольский Н.А. Буровые растворы для проходки скважин в осложненных условиях Ставрополя. Промывочные растворы для бурения скважин. М. Госпотехиздат, 1962. С. 48-59.
12. Adams, N.S. Well control Problem sand Solutions, Tulsa: Penn Well publishing Co., 1978, pp. 75-80.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ СХЕМ ВСКРЫТИЯ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПОЛИГОНОВ ДЛЯ ОПТИМИЗАЦИИ ЗАТРАТ НА ДОБЫЧУ УРАНА



Никитина Ю.Г.,
научный сотрудник



Поезжаев И.П.,
старший научный сотрудник



Мырзабек Г.А.,
начальник лаборатории

Лаборатория моделирования и проектирования геотехнологического поля ТОО «Институт высоких технологий», Казахстан

Мақолада одатта кўра конларни ишлаш амалиётида қўлланиладиган мумкин бўлган очиш схемалари қаторини танлашга, очишнинг танланган моделлаштирилган схемалари учун масса кўчириш ва гидродинамиканинг моделларни тузишга, оптималлаштирилган схемани тузиш ва оптималлаш йўлини аниқлашга оид масалаларни ечган ҳолда очиш ва ишлашнинг оптимал схемаларини асослашга имкон берадиган жараёни моделлаштиришни қўллаган ҳолда, гидроген типдаги уран конлари уюмларини комплекс ўрганиш методикаси тақдим этилган.

Таянч иборалар: очиш схемаси, комплекс ўрганиш схемаси, моделлаштириш, геотехнологик майдонлар, сарф-харажатларни оптималлаштириш, уран қазиб олиш, фойдали қазилмалар конини ишлаш, гидродинамик модель, оптималлаштирилган схема, ишлаш амалиёти, массакўчириш.

An integrated study on the sandstone hosted uranium deposits on the base of hydrodynamic simulation has been carried out to define optimal field opening schemes. The reservoir simulation and mass-transfer models for selected field opening schemes, ways of optimizing existing facilities and building of optimized scheme are the main results of this investigation.

Key words: opening scheme, complex study methodology, modeling, wellfield, cost optimization, uranium production, mining of mineral deposit, reservoir simulation model, optimized scheme, field mining practice, mass-transfer

Разуваева Т.В.,
научный сотрудник



Мусаев Р.А.,
старший научный
сотрудник



Проблема оптимальности сетей возникла, начиная с появления первых добычных полигонов в 70-е годы, и тогда же был сформулирован основной критерий оптимальности: получение максимального количества урана при минимально возможных затратах при данных геотехнологических свойствах руд обрабатываемого участка. Принципиально этот критерий не изменился и сегодня.

Учитывая небольшой спектр возможностей управления процессом подземного скважинного выщелачивания (ПСВ), разработка оптимальной схемы вскрытия имеет первостепенное значение для успешности всего процесса отработки блока или участка. Также необходимо учесть, что в период масштабного роста объемов добычи урана в 2000-2010 гг., при постоянно растущих ценах на уран, актуальность проектирования оптимальных схем была невысокой. Но в ближайшие годы большинство добывающих компаний будут фиксировать ухудшение технологических свойств руд, что закономерно при переходе от добычи богатых мешковых руд в начале деятельности предприятий, к бедным разностям периферии рудных залежей. Сюда же будет накладываться и рост инфраструктурных издержек за счет перехода на отдаленные, более бедные залежи.

Отмеченное позволяет считать улучшение технологий проектирования схем вскрытия первостепенной задачей для научно-исследовательских подразделений.

Используемые на добычных предприятиях схемы вскрытия могут быть сведены к трем типам: прямоугольные, гексагональные и редко используемые линейные. Вопрос об оптимальности того или иного типа в явном виде решения не имеет; те или иные выводы, сделан-

ные по опыту эксплуатации технологических блоков теми или иными схемами обычно субъективны из-за невозможности корректного сравнения блоков, вскрытых разными схемами [1].

С первых лет применения метода ПСВ стало ясно, что сравнения блоков, вскрытых в натуральных условиях различными схемами, корректно выполнить затруднительно. И дело не только в больших вариациях природных геотехнологических условий выщелачивания, таких как средние мощности руд и их расположение относительно водоупоров, концентрация урана и, особенно, ее распределение – в принципе, эти сложности сравнения могут быть уменьшены путем их численного учета в прогнозирующих системах. В меньшей степени подвергаются учету субъективные факторы – разное качество освоения скважин, неверная посадка фильтров и т.п. Отсюда следует вывод, что сравнивать фактические блоки, вскрытые разными схемами, некорректно, а единственный путь нахождения оптимальной схемы вскрытия – моделирование процессов, позволяющее абстрагироваться от некоторых аспектов ПСВ, которые не могут быть изучены и/или учтены в модели. Прежде всего, это различные виды математического моделирования.

Для проектирования оптимальных схем могут быть использованы различные математические методы. Наиболее очевидным решением является определение оптимальности по скорости фильтрации. Может быть использовано построение 2D и 3D сеточных моделей с нахождением падения давления (напора) между соседними ячейками сетки на основе формулы Дарси, интер- и экстраполяцией исходных и выходных данных на всю область моделирования и получением некоего среднего значения скорости фильтрации на заданную область в зависимости от

изменения проницаемости [2]. Такой путь реализован с использованием программного комплекса GMS и программного продукта, разработанного авторами геотехнологического информационно-моделирующего комплекса «СевМур» (ГТИМК «СевМур»). Несколько иной способ используется в INSITU, где не рассчитывается скорость фильтрации как таковая, а строится комплекс линий тока (коэффициент фильтрации на всей площади моделируемого блока полагается постоянным), и по соотношению их длины за заданный интервал времени возможно рассчитать скорости фильтрации и судить о полноте закисления.

Другой способ использован в системе Руднике, где скорость фильтрации не может быть визуализирована, а участвует в расчетных формулах в скрытом виде. Характеристики проницаемости задаются в целом на моделируемую единицу без учета вариаций в пространстве.

В общем случае, задача нахождения оптимальной схемы выглядит достаточно просто и не зависит сама по себе от используемых методов: моделируются различные схемы расположения скважин, рассчитываются капитальные и оперативные затраты (стоимость сооружения скважин и блоков в целом известна, удельные затраты кислоты в большинстве случаев могут быть предположены или постулированы с высокой степенью точности в масштабе технологического блока или их группы, и т.п.), рассчитывается или моделируется добыча урана, разница между доходом от добычи и суммой оперативных и капитальных затрат может рассматриваться как степень экономической оптимальности для каждого отдельного блока.

Существуют так же природные условия выщелачивания, а также человеческий фактор и прочие административные, техногенные осложнения, не позволяющие воплотиться в жизнь стройным оптимальным схемам, которых было сделано немало различными добывающими предприятиями, и которые в 50% случаев не работают так, как ожидалось.

Четыре возможные схемы для вскрытия одного геологического блока.

Интерполяция данных разведочных скважин для ограничения зоны развития балансовых руд в пределах блока.

Процесс моделирования выполнялся с использованием программного комплекса GMS-3.1 в модуле scatter point 2D. Интерполяционная схема – IDW с nodal function=gradient plane, для интерполяции использовались все значения по всем скважинам, экстраполяция за пределы контура внешних разведочных/эксплоразведочных скважин не использовалась. Такие условия интерполяции несколько занижают оценку запасов (за счет ограничения площади интерполяции только скважинами внешнего контура), но наиболее четко отражают структуру оруденения (рис. 1-2).

Для моделирования оптимальной схемы вскрытия использовались следующие схемы, представленные в табл. 1.

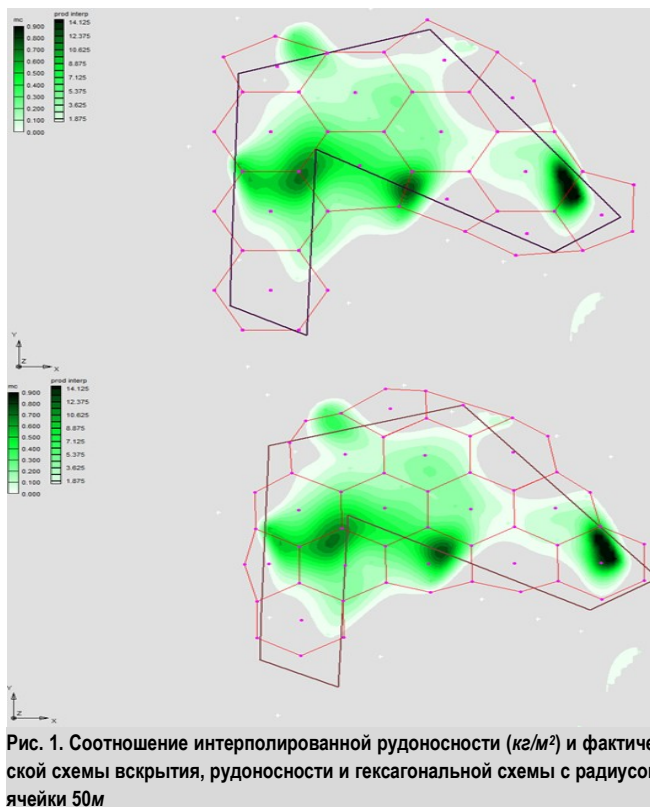


Рис. 1. Соотношение интерполированной рудоносности (кг/м²) и фактической схемы вскрытия, рудоносности и гексагональной схемы с радиусом ячейки 50м

Модели гидродинамики

Строились с выходным результатом в виде действительной скорости фильтрации с учетом коэффициента активной пористости 0,18. Ниже последовательно приведены модели скоростей фильтрации для всех четырех схем вскрытия (рис. 3-4).

Из рис. 3-4 можно видеть, что во всех гексагональных схемах наличествуют застойные зоны, как зоны падения скоростей фильтрации внутри технологических блоков. Наличие таких зон не означает, что извлечение из них не происходит, но общая скорость отработки уменьшается. В пределах линейной схемы такие зоны также существуют, но распространение их несравненно меньше, чем в гексагональных схемах. Как результат этого этапа моделирования можно привести средние действительные скорости фильтрации, показанные в табл. 2.

На этом этапе моделирования предпочтительной в плане средней скорости фильтрации и минимизации площадей застойных зон - выглядит рядная схема.

Исходные условия моделирования месторождения (условные значения)

Таблица 1

Параметры	Существующая схема	Гексагон 40м	Гексагон 50м	Ряд
количество откачных скважин	15	18	13	15
количество закачных скважин	42	49	37	35
Всего технологических скважин	57	67	50	50
Активная мощность, м	12	12	12	12
Площадь технологического блока, м²	64680	65530	66550	60980
Площадь геологического блока, м²	53200	53200	53200	53200
Запасы в геометрическом контуре технологического блока, т	460	470	465	451
Запасы в подсчетном блоке, т	434	434	434	434
Продуктивность технологического блока, кг/м²	7,1	7,2	7,0	7,3
Модельный дебит откачной, м³/час	10	10	10	10
Расчетная приемистость закачной, м³/час	3,6	3,7	3,5	4,3
ВР в мес	109440	131328	94848	109440
ГРМ, тыс т	1265	1282	1302	1193
Расчетное Ж/Т в мес	0,080	0,094	0,067	0,084

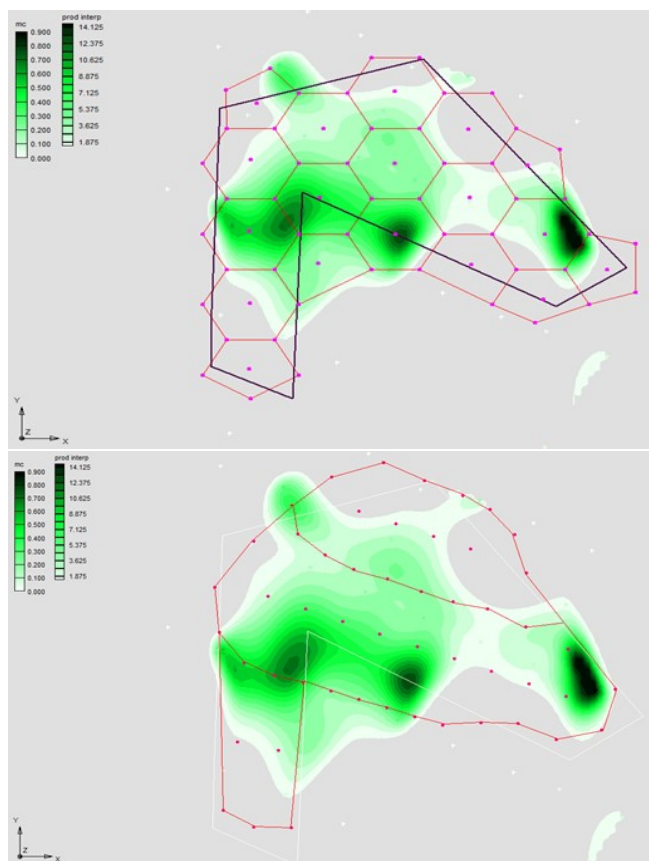


Рис. 2. Соотношение интерполированной рудоносности (кг/м^2) и гексагональной схемы вскрытия с радиусом 40 м, рудоносности и линейной схемы вскрытия

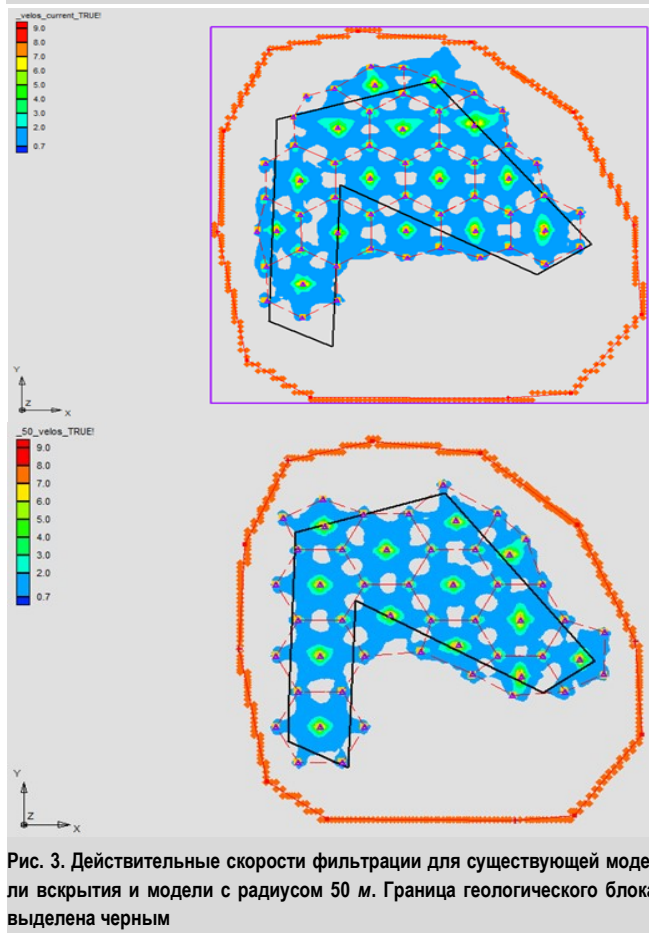


Рис. 3. Действительные скорости фильтрации для существующей модели вскрытия и модели с радиусом 50 м. Граница геологического блока выделена черным

Моделирование процессов. Результаты и сравнения

После подготовки гидродинамических моделей, результаты которых показывают оптимальность рядной схемы для вскрытия конкретного блока, проводится моделирование закисления и выщелачивания, итоговым результатом чего являются модели отработки блока по времени, с расчетом извлечения и среднего содержания урана в продуктивном растворе (ПР).

Главным лимитирующим фактором в этом процессе становится выбор модели сорбции и подбор коэффициентов (от одного до четырех, в зависимости от модели), характеризующих как коэффициент распределения между ураном в твердой и жидкой фазе в заданных условиях, так и скорость перехода из одной фазы в другую [3].

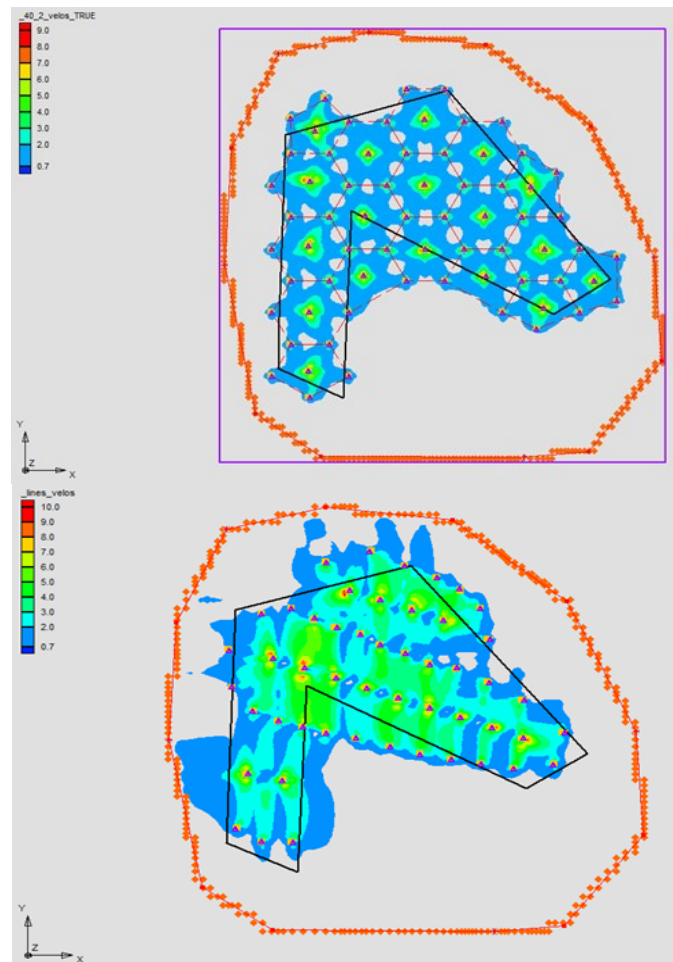


Рис. 4. Действительные скорости фильтрации для модели с радиусом 40м и для линейной схемы. Граница геологического блока выделена черным

Таблица 2

Средние действительные скорости фильтрации (условные значения)

Характеристики блоков	существующая схема	гексагон 40м	гексагон 50м	ряд
Средняя скорость фильтрации (с учетом активной пористости, равной 18%), м/сут	1,12	1,14	0,92	1,52
Площадь застойных зон (от площади технологического блока), %	12	11	15	5
Законтурного растекания (от площади технологического блока), %	11	10	15	12

Первым результатом построенных моделей является распределение растворенного урана в поровом пространстве на конец закисления, рис. 5.

На рис. 6-9 показаны модельные распределения урана в растворах на 100-ый, 500-ый, 900-ый и 1300-ый дни от окончания закисления соответственно.

Обращает на себя внимание достаточно большой объем урана, отнесенного за пределы технологического блока.

В случае совмещенных блоков этому процессу препятствует поле давления от скважин соседнего блока, в случае одиночного блока – объем отнесенного урана может составлять до 10% запасов (оценка по результатам моделирования).

Результаты моделей представлены на рис. 10-11 в виде графиков извлечения и содержания урана.

Принято: минимально промышленное содержание – 24мг/л, необходимое извлечение – 90%, длительность закисления – 60 дней для всех моделей.

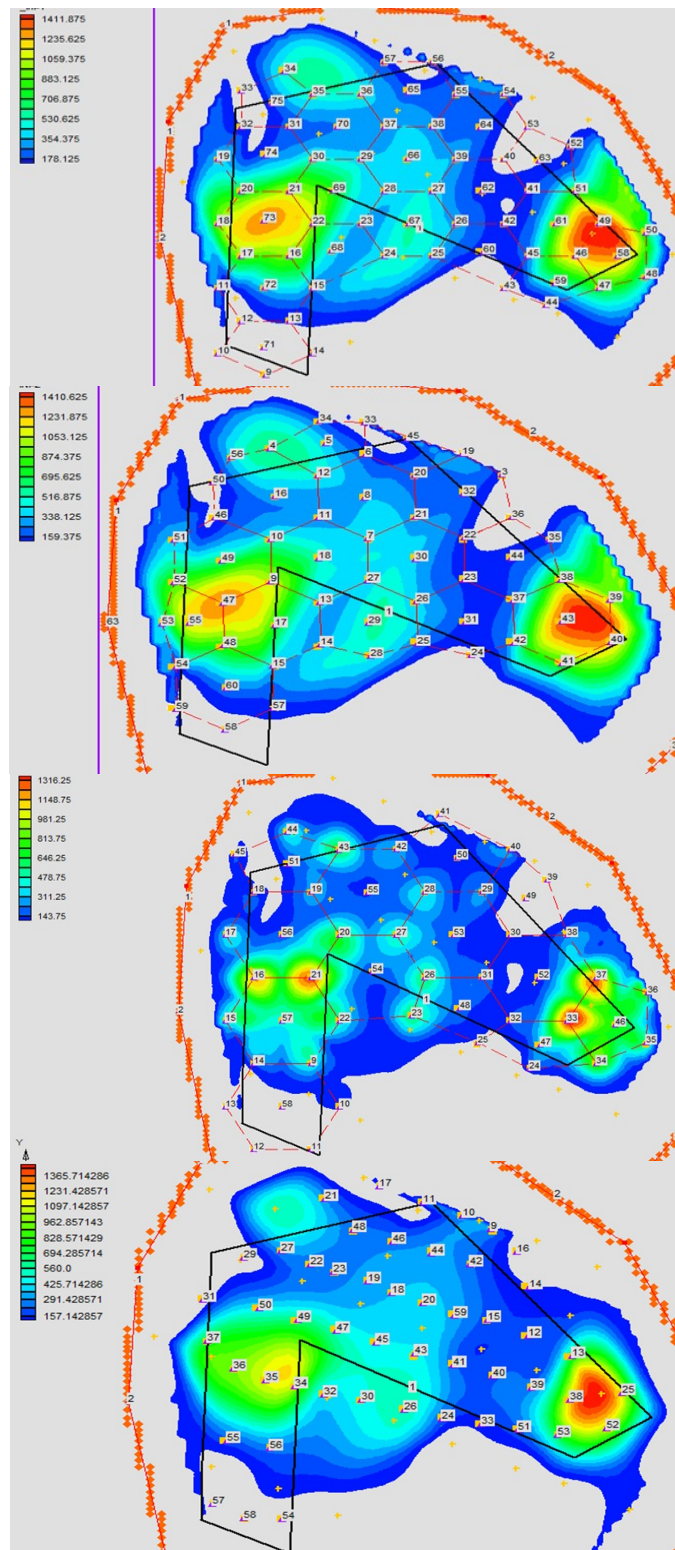


Рис. 5. Распределение урана в растворах на конец закисления для модельных схем: для 40 м, 50 м, для существующей и для линейной

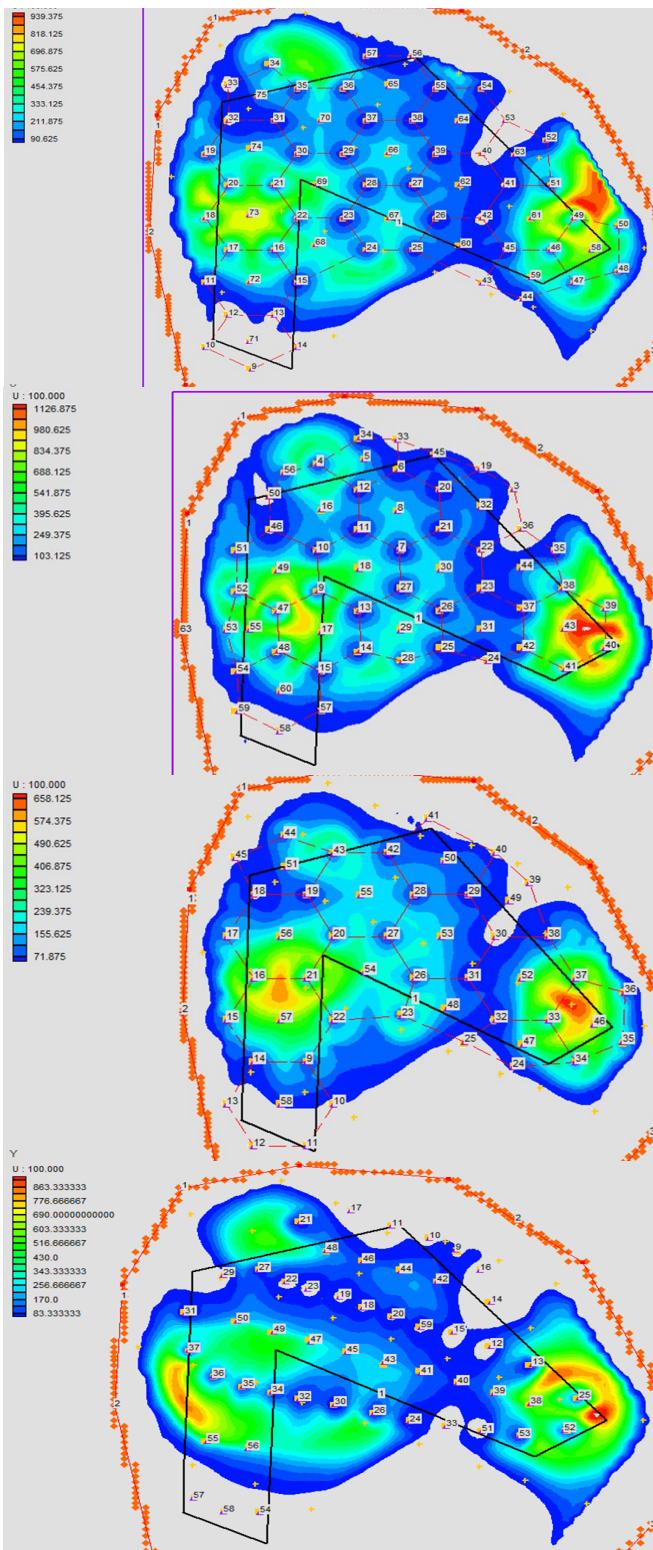


Рис. 6. Распределение урана в растворах на 100-ый день от окончания закисления для модельных схем: для 40м, 50м, для существующей и для линейной

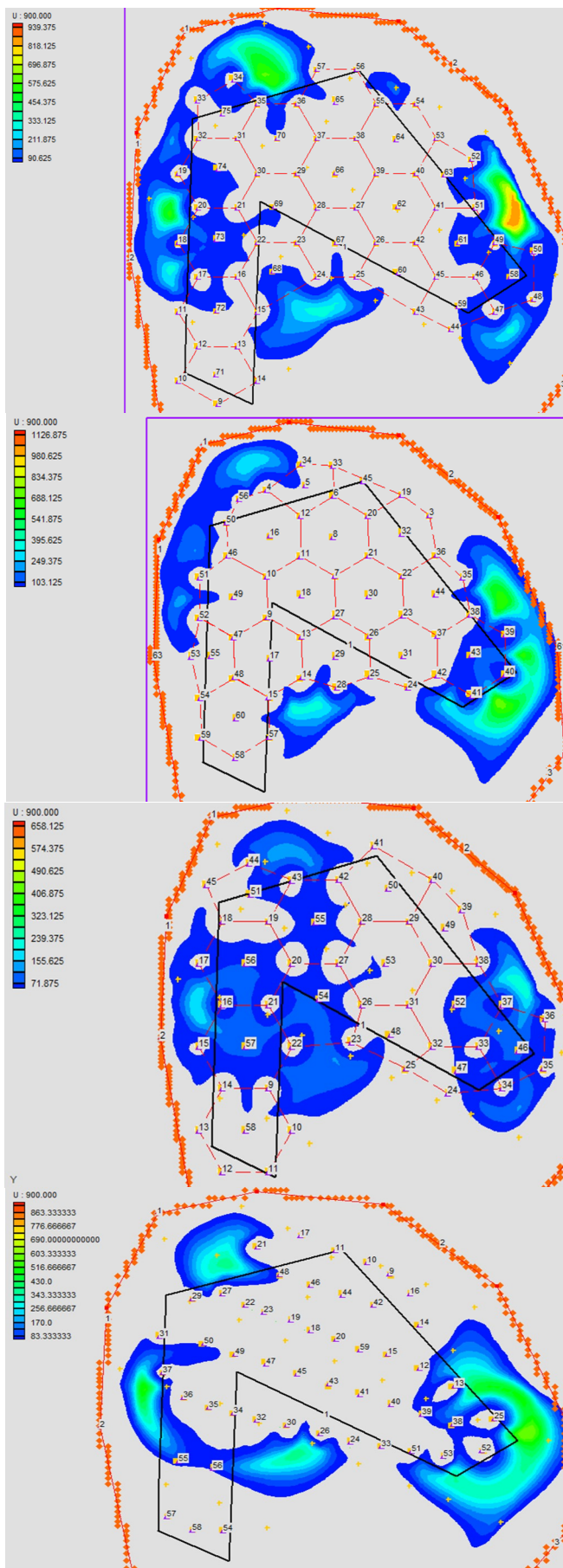


Рис. 7. Распределение урана в растворах на 900-ый день от окончания заклинения для модельных схем: для 40 м, 50 м, для существующей и для линейной

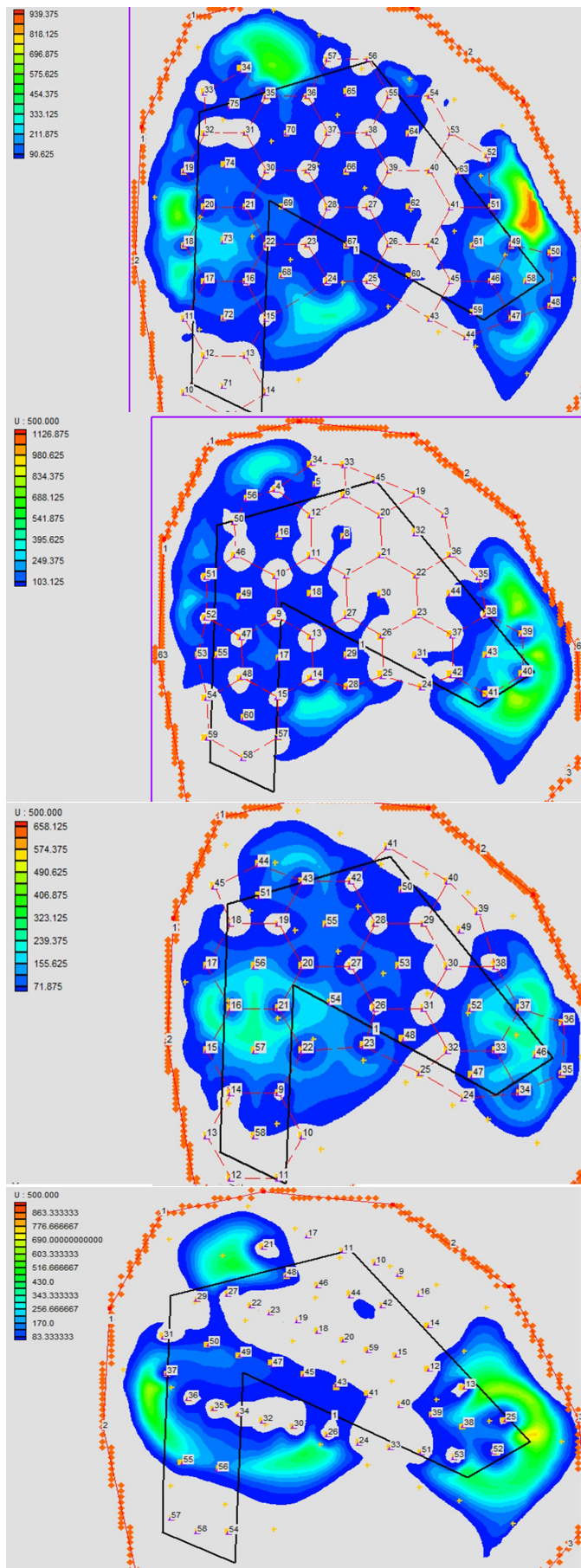


Рис. 8. Распределение урана в растворах на 500-ый день от окончания заклинения для модельных схем: для 40 м, 50 м, для существующей и для линейной

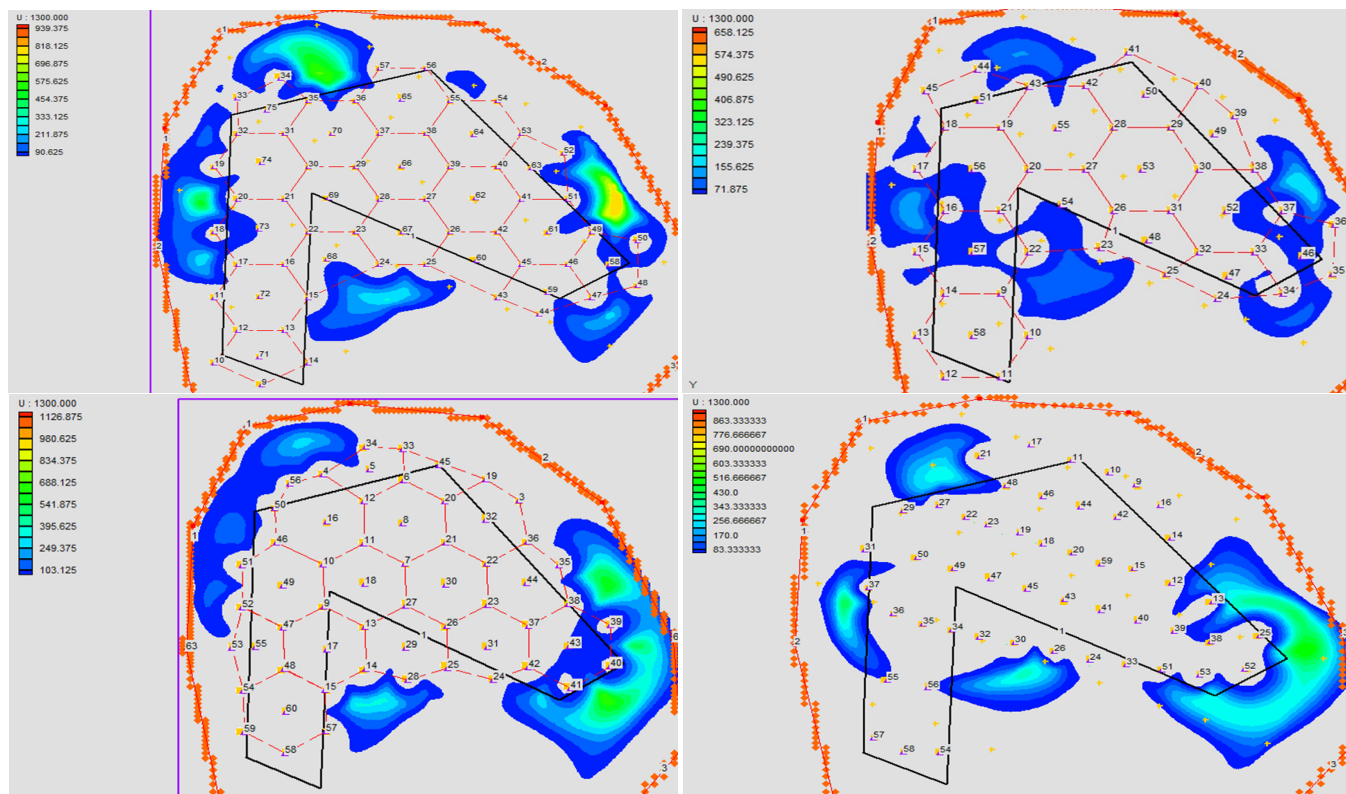


Рис. 9 – Распределение урана в растворах на 1300-ый день от окончания закисления для модельных схем: для 40 м, 50 м, для существующей и для линейной

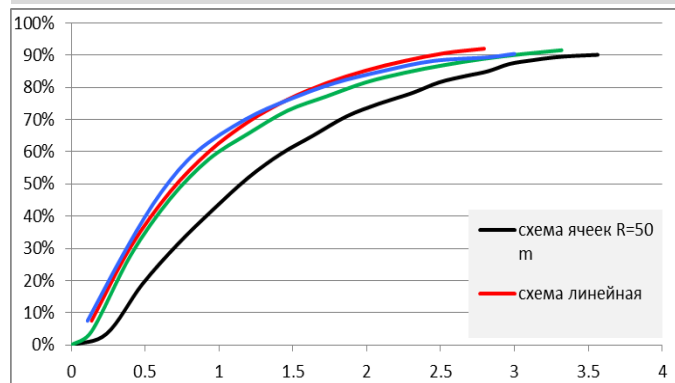


Рис.10. Кривые извлечения по модельным блокам. Ось X – накопленный ЖТ, ось Y - % извлечения от подсчитанных запасов

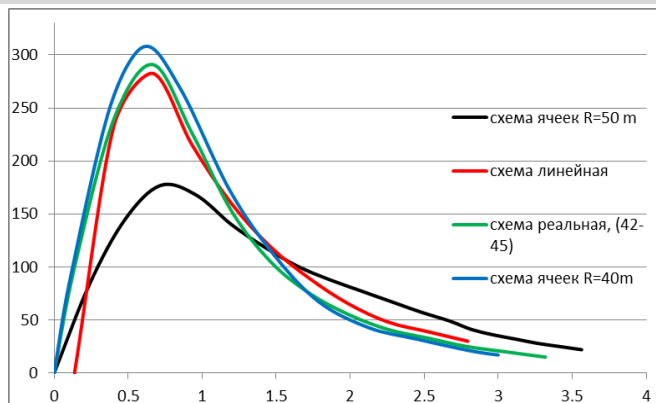


Рис.11. Содержание урана в ПР по модельным блокам. Ось X – накопленный ЖТ, ось Y – мг/л урана в ПР

Выходные данные моделирования (условные значения)

Таблица 3

Характеристики моделей	существующая схема	гексагон 40 м	гексагон 50 м	ряд
Количество скважин	57	67	50	50
в т.ч. откачных	15	18	13	15
Ж/Т достижения 90% извлечения	3,1	3,0	3,5	2,9
Время работы блока, лет	3,6	3,4	5,3	3,6
Среднее содержание урана, мг/л	113,6	126,2	80,9	127,8

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..

ОБОСНОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ ЗАПАСОВ УРАНОВЫХ РУД С НИЗКОНАПОРНЫМИ ВОДОНОСНЫМИ ГОРИЗОНТАМИ

Ушбу мақолада Кендик-Тубе уран конининг мураккаб гидрогеологик шароитидаги рудаларни эритиб олишга бағишланади. Кендик-Тубе уран кони Марказий Қизилқумида жойлашган Олтинтоғ тоғ қисми билан туташган. Тадқиқотлар ифодалайдики уран конларнинг ўзлаштиришга бир неча муаммоларга дуч келиши мумкин, сувга кам туйинган уран рудаларида ер остида танлаб эритиб олиш жараёни қийин кечади, бундай қудуқларни жойлаштириш жихозлаш такомиллаштириш ва руда горизонтини табиий тузилиши ва уни очиш билан боғлиқ.

Таянч иборалар: депрессия ҳудуди, гидродинамикаси, уран, сувга кам туйинган руда қатлами, кинематика, камайиш, ер ости сувлари.

This article is dedicated to the ground of the offered methodology of working off ores with subzero pressure on a roof on the areas of outskirts of, in particular deposits of. The uranium deposit of Kindik - Tyube is situated on the north-west of Central Kizilkum, south-east of the mountain raising of Altintau, and traced during a 25-30 km by Researches of set, that presently by a basic problem for determination of methodology of working off the deposits of uranium localized in poorly (dry) ore horizons of type, there is a selection of method of building of technological mining holes, that will eliminate the change of natural structure of ore-bearing horizon in crackable booty unit.

Key words: the depressed crater, hydrodynamics, uranium, poorly ore horizon, kinetics, reaction, lowering, underwaters.

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



Курбанов М.А.,
главный технолог РУ-5
ГП «Навоийский горно-
металлургический
комбинат»



Аликулов Ш.Ш.,
доцент кафедры «Добычи
руд редких и радиоактив-
ных металлов» НГТИ
К.Т.Н.



Часть запасов гидрогенных месторождений урана отрабатываемых урановыми рудниками Навоийского горно-металлургического комбината локализовано в слабо обводненных (сухих) рудных горизонтах песчаникового типа. Отработка таких запасов по существующим технологиям на сегодняшний день не представляется возможным в виду низкого (менее 15м) или отсутствия напора на кровлю.

Целью исследования является разработка эффективного метода отработки запасов урана из слабо обводнённого рудоносного горизонта.

Данная работа посвящается обоснованию предлагаемой технологии отработки руд с низким напором на кровлю на площадях окрестностей г. Учкудука, в частности месторождения Кендык-Тубе. Урановое месторождение Кендык-Тубе располагается на северо-западе Центральных Кызылкумов, к юго-востоку от горного поднятия Алтынтау, и прослеживается на протяжении 25-30км.

На месторождении Кендык-Тубе широкое распространение имеют верхнемеловые и палеогеновые отложения. Верхнемеловой комплекс отложений представлен осадками сеноманского, туронского, коньякского и сантонского ярусов.

В процессе исследований проработана имеющаяся архивная документация и проведено дополнительное изучение месторождений урана Северного Рудоуправления, характеризующимися низким напором на кровлю или «сухим» горизонтом.

В 70-80-х гг., когда добыча урана осуществлялась открыто-подземным горным способом, для осушения карьера производилась откачка пластовой воды на поверхность. Первоначальный уровень верхнего водоносного горизонта в 1970-х гг. в данной окрестности составлял порядка 50-60м, коэффициент фильтрации до 3м/сут. Откачка пластовой воды из данного шахтного ствола производилась до конца 2014 г. В первые годы эксплуатации шахтных стволов среднечасовая откачка воды составляла до 400м³/час.

В результате длительной откачки была образована депрессионная воронка с понижением уровня пластовых вод до 118-128м (понижение от первоначального уровня на 60-70м). Таким образом, произошло осушение залежей урана Месторождения Учкудук на уч.№ 104 и 105 (Айтымский горизонт) и западного фланга месторождения Кендык-Тубе.

Вскрытие пластов с низким напором (даже при использовании прогрессивных промывочных жидкостей) существенно осложняется. При циркуляции возникают большие перепады давления на пласт, что вызывает нарушение его естественной структуры, частичное поглощение промывочной жидкости. При частичном поглощении промывочной жидкости фильтр со шламом и другими примесями проникает на такую глубину, откуда извлечь его невозможно.

В процессе бурения опытной закачной скважины сжатым воздухом принято решения использовать долота отработавшие свой ресурс согласно установленной норм Северного Рудоуправления, с пониженной осевой нагрузкой на долото, то есть без использования утяжеленных бурильных труб.

Бурение производилось долотом PDC Ø215,9мм с использованием бурильных труб Ø 89мм.

В процессе бурения скважины велись наблюдения за давлением воздуха в ресивере компрессора, максимальное значение которого составило 22,7бар.

В процессе бурения скважины составлен ряд мероприятий по обеспечению бесперебойной, безопасной и безаварийной работы по дальнейшему проведения буровых работ на месторождении «Кендек Тубэ» Северного Рудоуправления:

Для вскрытия низконапорных пластов имеется ряд теоретических предположений, которые подразумевают использовать технологию бурения при сбалансированном давлении с газожидкостными смесями. Технология бурения при этом помимо повышенного качества вскрытия пласта (за счет сбалансированного давления в стволе скважины и пласте) должна позволить увеличить скорость бурения за счет интенсификации очистки забоя. При малых скоростях потока, низкой выносной способности очистных агентов, значительный объем шлама не будет выноситься на поверхность, а многократно перемалываться и переизмельчаться на забое. Поэтому большая часть энергии будет использована не на разрушение породы, а на перемалывание и измельчение.

Рост скорости потока, выносящего шлам, позволит увеличить механическую скорость бурения при обратной промывке в 3 и более раза, а при гидротранспорте керна - на порядок. Применение способов, обеспечивающих высокие скорости восходящего потока, не всегда возмож-

но, на пример при глубинах скважины более 150м, отсутствии специального инструмента и т.д. Увеличить механическую скорость бурения можно не только за счет повышения скорости восходящего потока, но и увеличением несущей способности очистного агента. Обычно увеличить несущую способность очистного агента стремятся за счет повышения вязкости, удельного веса и укрепления структурных свойств раствора. Такой путь повышения несущей способности очистного агента не нашел широкого применения по двум причинам.

Первая причина заключается в увеличении дифференциального давления на забой и на разрушаемую породу и механической скорости бурения. Обычно применение утяжеленных растворов, имеющих повышенную выносную способность, приводит к снижению механической скорости в сравнении с бурением с промывкой водой или более легкими растворами. Вторая причина - необратимая коагуляция водоносного пласта, снижение проницаемости прифилтровой зоны и эксплуатационных характеристик скважин. Кроме того, использование утяжеленных растворов приводит к образованию эластичной пленки на стенках скважины, наличие которой способствует снижению качества цементирования обсадных колонн и возникновению межпластовых перетоков [1,2].

Масса движущейся воды создает фильтрационный поток. Принято выделять различные виды движения подземных вод:

а) по стабильности параметров
- *установившееся* движение характеризуется тем, что все элементы фильтрационного потока (направление, скорость, расход и др.) практически не изменяются во времени. Незначительные изменения не учитывают;

- *неустановившееся* движение подземных вод отличается тем, что его основные элементы изменяются не только в зависимости от координат пространства, но и от времени. Это вызвано различными естественными и искусственными факторами (*засушливый период, работы по откачке воды и др.*).

б) по наличию напора
- *безнапорные* потоки имеют свободную поверхность, движение воды в них происходит под действием силы тяжести. Они характеризуются недостаточным заполнением водой поперечного сечения водоносного пласта;

- в *напорных* потоках движение происходит как под действием силы тяжести, так и за счёт упругих свойств воды и водоносных горных пород. Они отличаются полным заполнением водой поперечного сечения пласта;

- в ряде случаев выделяют *напорно-безнапорные* потоки (при откачке воды из скважин, если пьезометрический уровень опускается ниже кровли напорного водоносного горизонта);

в) по характеру движения
- *ламинарное* движение - струйки воды передвигаются без завихрения, параллельно друг другу с небольшими скоростями.

- *турбулентное* движение вихреобразное, оно отличается высокой скоростью, пульсацией и перемешиванием отдельных струй воды.

- для ламинарного движения растворов в массиве пород:

$$K_3 = \frac{0,125}{\sqrt{K^H_\phi}}; \quad (1)$$

- для турбулентного движения растворов:

$$K_3 = \frac{0,5}{\sqrt{K^H_\phi}}. \quad (2)$$

Раздел гидрогеологии, изучающий закономерности движения подземных вод, называется *динамикой подземных вод*. Законы движения подземных вод используются при гидрогеологических расчётах, дренажей, для определения запасов подземных вод и т.д. [1].

При условии ламинарного характера течения воды, подчиняющегося *закону Дарси*, коэффициент фильтрации представляет собой линейное соотношение между скоростью фильтрации (V) и гидравлическим градиентом (J), т. е.: $V=K_\phi J$, откуда $K_\phi=V/J$

При движении воды в породах с крупными порами и трещинами турбулентный поток не подчиняется закону Дарси. Его параметры вычисляются при помощи *уравнения*: $V=K_k \cdot J$, откуда $K_k = V^2/J$.

При гидравлическом градиенте, равном единице, коэффициент фильтрации равен скорости фильтрации и обладает её размерностью: м/сут; м/с; см/с. Отсюда, под коэффициентом фильтрации понимают скорость фильтрации воды через горные породы при гидравлическом уклоне, равном единице в первой степени, что соответствует падению уровня воды с уклоном равным $\tan 45^\circ$ к горизонту.

Таким образом, исходя из вышеизложенной теории, мы можем применить гидродинамические параметры отработки запасов методом подземного выщелачивания со слабо обводнёнными урановыми рудами на примере месторождения Кендык-Тюбе.

Расстояние от динамического уровня до глубины скважины обозначается h и называется *высотой столба воды из скважины после откачки*. Разность между статическим и динамическим уровнями ($H-h$), т.е. величину на которую понижается уровень воды в результате откачки, называют *понижением* (S) (*фр. depression - депрессия, впадина*). На практике, в процессе ПВ, слишком больших понижений уровня при откачке воды из скважин не добиваются, из-за необходимости оставлять столб воды для заглубления насоса, учитывать потерю напора и т. д. Кроме того, постепенно растут затраты энергии на подъём воды, а сами насосы имеют предел высоты подъёма.

При откачке растворов из скважины снижение уровня в них происходит довольно быстро. В самом же пласте, вследствие трения растворов о частицы горной породы, понижение уровня подземных вод идёт медленнее. Чем ближе к скважине, тем отчётливее отклонение. Пространство в рудном пласте, оказавшееся свободным от воды, в плане имеет округлую форму, а в разрезе - воронкообразную.

Сверху оно ограничено уровнем подземных вод, снизу - динамическим уровнем, а по бокам плавными линиями (депрессионными кривыми), крутизна которых возрастает по мере приближения к оси скважины. Такая фигура называется, депрессионные воронки приведены рис. 1.

Установление границ депрессионной воронки, зависящих от водопроницаемости пород, имеет большое практическое значение при оценке фильтрационных свойств пород. Поэтому очень важным гидрогеологическим параметром для расчетов является *радиус депрессионной воронки* или *радиус влияния* (R) рис.2. Чтобы получить его значение опытным путём, вдоль заданного направления (профиля) на определенном расстоянии друг от друга бурят три скважины

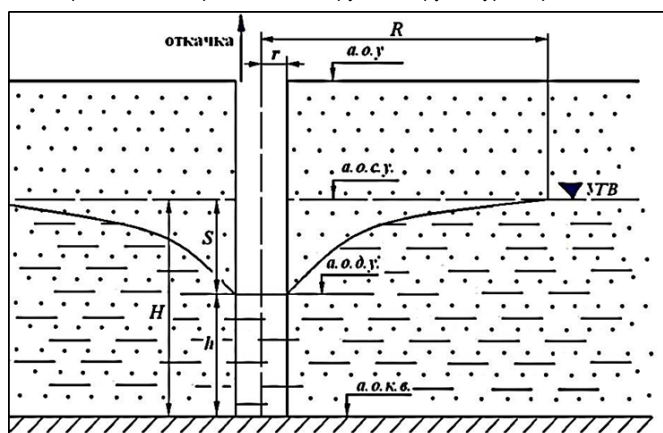


Рис.1. Схема для расчета и определения параметров депрессионной воронки на сухих месторождениях Кендык-Тюбэ

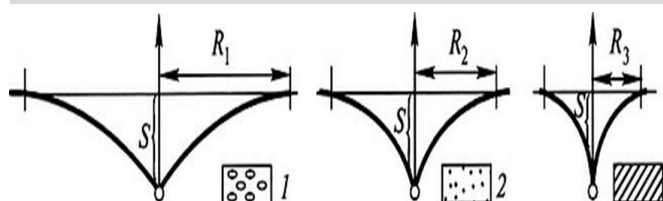


Рис.2. Определение радиусов депрессионных воронок в различных породах: 1-гравий, 2- песок, 3-глинок

(или более). Одна из скважин является центральной (опытной), из нее откачивают воду. Другие - наблюдательные, в них следят за понижением уровня. Это самый точный, хотя и дорогостоящий метод для определения радиуса влияния скважины.

Основной задачей исследования является разработка методики, позволяющей управлять растеканием растворов при подземном выщелачивании и определить закономерности растекания продуктивного раствора по поровому слою при создании депрессии [3]. Исходя из гидрогеологических расчетов пути растекания растворов рассчитывались формулы депрессионной воронки и его радиус:

а) для безнапорных вод использовали формулу Кусакина:

$$R = 2S\sqrt{H \cdot K_{\phi}} \quad (3)$$

где:

S - величина понижения уровня, м;

H - мощность слоя грунтовых вод, м;

K_{ϕ} - коэффициент фильтрации слоя, м/сут.

б) для напорных вод радиус влияния можно определить по формуле Зихардта:

$$R = 10S\sqrt{K_{\phi}} \quad (4)$$

где:

S - величина понижения уровня, м;

K_{ϕ} - коэффициент фильтрации слоя, м/сут.

Исследованиями установлено, что в настоящее время основной проблемой для определения методики отработки месторождений урана локализованных в слабо обводненных (сухих) рудных горизонтах песчаникового типа, является подбор способа сооружения технологических скважин, который исключит изменение естественной структуры рудоносного горизонта во вскрываемой добычной единице.

Для вскрытия «сухих» горизонтов был разработан геологический наряд, предусматривающий применение новой схемы размещения откачных и закачных скважин, которая позволит создать зону депрессии при подземном выщелачивании урана. На основании проведенных исследований, предлагается теоретическая модель системы разработки залежей урана с «сухими» горизонтами для применения способа ПВ, который позволит достигнуть технологичную полноту извлечения полезного компонента из недр.

Всего геологические запасы с низким напором на кровли рудоносного горизонта. Проведения опытных работ по подбору способа отработки залежей урана низкий напор на кровлю проведены в Геотехнологическом руднике на месторождении Кындык-тюбе. Бурили скважины по конвертной схеме по размеру 15*15*15м, на ячейке соорудили геотехнологические скважины, которые приведены схеме расположения рис.3.

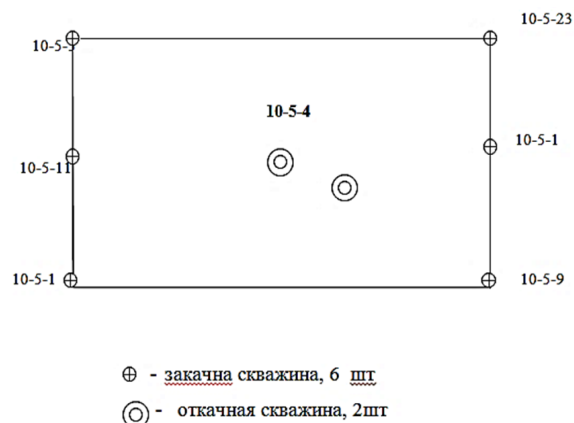


Рис.3. Схема расположения геотехнологических скважин на исследуемого блока

После непрерывной прокачки все геотехнологические скважины гидродинамических параметров скважин изменились, которые приведены в табл.1.

Таблица 2
Результаты химического анализа растворов из опытной скважины 10-5-4

№ п/п	pH	ОВП, мВ	Концентрация, мг/л				H ₂ SO ₄ , г/л
			U	Fe _{общ}	Fe ³⁺	Fe ²⁺	
1	1,04	432	2	300	100	200	9,1
2	1,20	426	11	800	200	600	6,0
3	1,33	418	142	700	100	600	3,2
4	1,33	412	153	800	200	600	1,5
5	1,69	403	104	700	100	600	0,5
6	1,80	415	66	600	100	500	0,5
7	1,84	406	40	600	100	500	0,5
8	2,00	402	37	500	100	400	0,4
9	2,02	394	23	400	н/об	400	0,2
10	2,61	358	15	300	н/об	300	0,1
11	3,84	270	10	200	н/об	200	н/об

Таблица 1

Результаты замеров уровня технологических скважин

№ п/п	Забой скважины	Статический уровень, м	Приемистость, м³/час	Дебит при прокачке, м³/час
1	123	119	2	
2	123	119	3	
3	123	119	0,8	
4	138	113		Наблюдательная скважина
5	138	113		6,6
6	123	119	0,8	
7	123	119	1	
8	123	119	1	

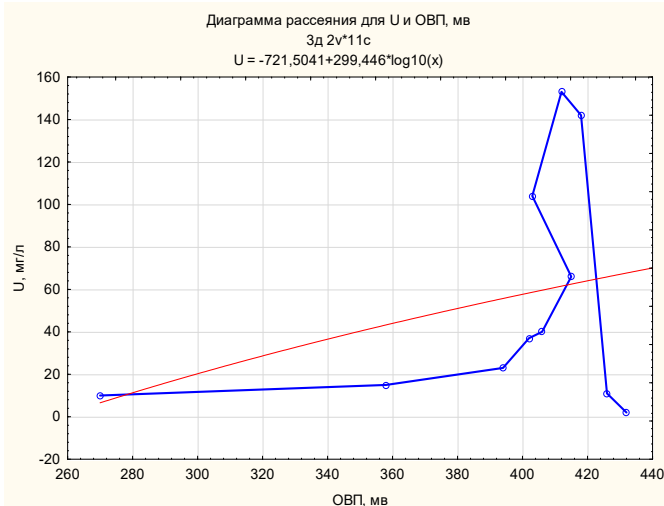


Рис. 4. График зависимости содержания урана от величины ОВП (Еh)

Таблица 3
Результаты замеров уровня технологических скважин под давлением

№ п/п	Скважина	Приемистость закачки под давлением (м³/час)	Дебит при прокачке (м³/час)	Давление Р (кг/см²)
1	Закачная	11	-	1,3
2	Откачная	-	10	-

Зависимость содержания урана от величины ОВП (Еh) приведена на рис.4. получились параллельно и перпендикулярно.

После свободного налива в закачные скважины установлено устройство подачи под давлением в закачные скважины раствора, результаты которого приведены в табл. 3.

В откачной скважине установили эрлифт и его параметры рассчитывались следующим образом. Расчеты откачек с применением эрлифта.

Исходные данные:

Глубина откачной скважины -138м

Конструкция скважины:

Принятая для расчета высота излива воды при откачке над устьем скважины – 2,0м;

Прогнозная глубина статического уровня воды от уровня излива (h) – 119м;

Прогнозная глубина динамического уровня воды от уровня излива (h=123м);

Расчетный дебит откачной скважины (с учетом захватной способности) – 6,6м³/час;

Диаметр эксплуатационной колонны (принят диаметр обсадки) – 219мм;

Прогноз сумма потерь давления в воздушной линии в интервале от отметки компрессорной подачи до устья скважины -0,5атм.

Расчетные данные

Глубина погружения форсунки эрлифта от уровня излива определяется по формуле:

$$H = h \cdot k, \quad (5)$$

где: k – коэффициент погружения равный 0,7;

H = 119 * 1,7 = 202м (водоподъемная труба опускается на 3-5м ниже эрлифтного смесителя).

Удельный расход воздуха, необходимый для подъема 1м³ воды определяется по формуле:

$$gb = \frac{h}{23\eta \ln \frac{h(k-1)+10}{10}} \quad (6)$$

При коэффициенте полезного действия эрлифта $\eta = 0,7$

$$gb = \frac{123}{23 \times 0,7 \ln \frac{123(1,7-1)+10}{10}} = 1,85 \text{ м}^3$$

Полный расход воздуха при Q = 6,6м³/час равен согласно формуле:

$$V_0 = \frac{Q \cdot gb}{60} = \frac{6,6 \times 1,85}{60} = 0,20 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

Пусковое давление воздуха определяется по формуле:

$$P_0 = 0,1(h \cdot k - h_0 + 2) = 0,1(123 \times 1,7 - 119 + 2) = 8,81 \text{ атм}$$

Рабочее давление воздуха определяется по формуле:

$$P = 0,1[h(K-1) + 5] = 0,1[119 \times (1,7-1) + 5] = 11,63 \text{ атм.}$$

Расход смеси (вода + воздух) на изливе воды:

$$G_{cm} = Q + \frac{V_0}{60} = 6,6 + \frac{0,20}{60} = 0,0606 \text{ м}^3 / \text{сек}$$

Необходимая площадь сечения водоподъемной трубы при изливе:

$$W = \frac{G_{cm}}{V_{cm}} \quad \text{где: } V_{cm} = 8 \text{ м / сек} \quad W = \frac{0,606}{8} = 0,075 \text{ м}^2$$

Потребный внутренний диаметр водоподъемной трубы

$$d = \sqrt{\frac{4 \cdot W}{\pi}} = \sqrt{\frac{4 \times 0,075}{3,14}} = 0,095 \text{ м} \quad (7)$$

Внутренний диаметр воздушных труб эрлифта принимается 40-50мм.

Производительность компрессора определяется по формуле:

$$Yk = 1,2 V_0 = 1,2 \times 0,20 = 0,20 \text{ м}^3 / \text{мин}$$

При разработке урановых месторождений Кендык-Тюбе проводили опытные работы по разработке слабообводнённых урановых руд или залегающей выше естественного, пониженного уровня подземных вод, для управления гидродинамического потока сверху вниз применялась оросительная технология за счет создания депрессионной воронки, ранее применявшаяся для скальных руд в технологии выщелачивания урана. Для приема продуктивных растворов бурили скважины, которые проходили в более глубокую водоносную часть толщ рудопроницающих пород. Количество тех и других скважин определялось расчетом.

При непрерывной подаче раствора реагента в скважины-оросители образуются зоны орошения, под влиянием которых формируется постоянный инфильтрационный поток. В этом случае выщелачивающий раствор инфильтрационного потока обогащался металлом.

На западном фланге месторождение Кендык-Тюбе рудной залежи, расположенной в верхней части разреза выше статического уровня подземных вод, с поверхности пробурили по размеру 15*15*20м скважины-оросители, вскрывающие лишь верхнюю часть водопроницаемых вмещающих залежь пород. Скважины размещали по поршневой системе, пробурены шесть закачных и две откачных скважины. Мощность горизонта отличается от мощности рудоносной зоны, их границы различны. Фильтры нагнетательных скважин расположены в рудоносной зоне, а фильтр откачной скважины ниже рудоносной зоны рис. 4. Нагнетаемый раствор подавали через закачные скважины, продвигаясь по рудоносной зоне, выщелачивая урановые руды и направляясь в сторону откачной скважины.

Сравнение результатов опробования опытных скважин, с результатами опробования контрольной скважины свидетельствует:

- содержание общего железа в растворах из опытных скважин значительно выше, чем в растворах контрольной скважины;
- соотношение Fe^{3+} / Fe^{2+} , напротив, наибольшее в растворах из контрольной скважины, а наименьшее в растворах из опытной скважины.

В процессе отработки эксплуатационных участков Кендык-Тюбинской рудной залежи месторождения выявлено, что в пределах и в окрестности каждого работающего участка неизбежно формируется устойчивая депрессионная воронка, центр которой обычно локализуется там, где плотность сети работающих скважин максимальна; размеры ее (площадь распространения). Глубина и градиенты падения напоров определяются соотношением числа нагнетательных и разгрузочных скважин и объемов закачки, откачки. При этом, с уменьшением отношения количества работающих нагнетательных скважин к количеству работающих разгрузочных скважин на действующем участке, размеры депрессионной воронки возрастают. Существенное влияние на размеры депрессионной воронки ведёт также к нарушению баланса между объемом откачиваемых и закачиваемых растворов.

В решении этой проблемы, по мнению авторов, немаловажную роль может сыграть компьютерное моделирование гидродинамической ситуации на добычном участке ПВ. Ниже приводится решение нескольких актуальных задач по гидродинамике отработки урановых месторождений Кендык-Тюбе.

Из гидродинамики подземных вод известно, что установившийся режим фильтрации жидкости в поровом объеме породного массива

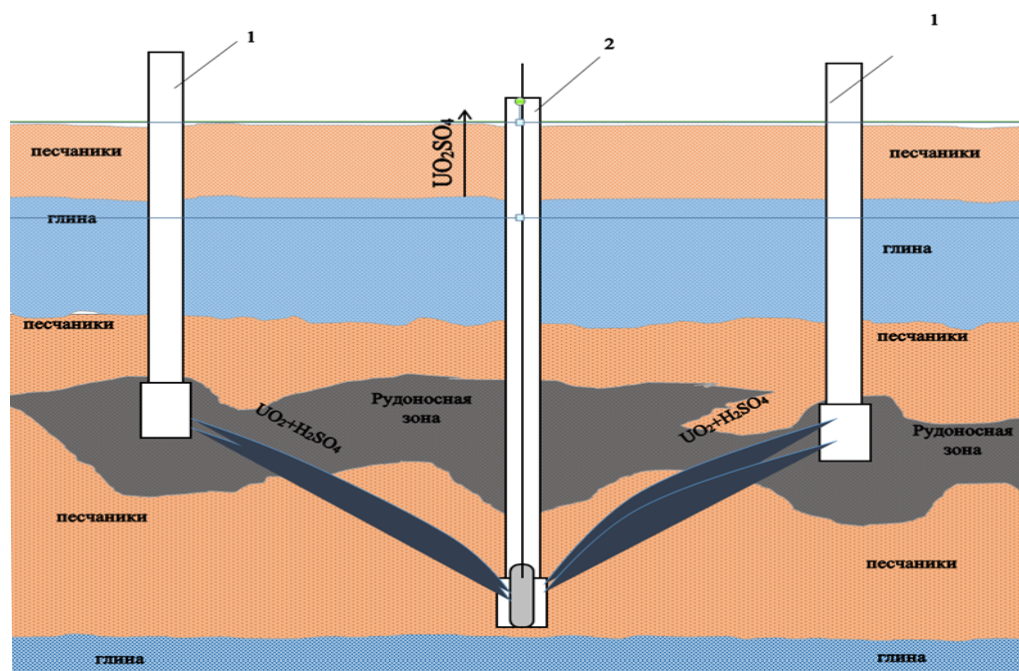


Рис.4. Схема полупромышленного опыта за счет создания депрессионной воронки при подземном выщелачивании урана. Условные обозначения: 1 - закачная скважина; 2 - откачная скважина

характеризуется неразрывностью потока. В каждый момент времени расходы потока жидкости через сечения (площади) пород водоносного горизонта равны между собой. Таким образом, объем жидкости Q , протекающий в единицу времени через площадь F будет составлять $Q = F \cdot V_f$, где V_f – скорость фильтрации.

Движение жидкости между зернами породы носит сложный характер, поэтому, при расчетах на практике рассматривают среднее значение скорости фильтрации, зависящей от скоростей элементарных потоков (струек) в отдельных точках площади сечения.

Однако, для оценки процессов выщелачивания необходим дифференцированный подход к рассмотрению условий формирования скоростей фильтрации.

Известно также, что поверхностная порозность (пористость) ε – показатель, зависящий от величины площади зерен, слагающих породный массив, и площади просветов между зернами. В свою очередь, значение величины площади просветов непосредственно (прямо пропорционально) влияет на количественную характеристику интегрального коэффициента фильтрации K_f .

Согласно закона Дарси, между скоростью, коэффициентом фильтрации и гидравлическим градиентом J для участков ламинарного движения жидкости, где число Рейнольдса $Re \leq 2000$, существует линейная зависимость $V_f = K_f \cdot J$.

Исходя из вышеизложенного, движение жидкости от нагнетательной до разгрузочной скважин в сечениях, где площадь просветов между зернами увеличивается за счет уменьшения содержания алевропелитов и увеличения диаметров поровых каналов, характеризуется снижением скорости, что приводит к выпадению из растворов алевропелитовых (глинистых) частиц твердого, находящихся в оборотных растворах результаты суффозии их из породного массива. Площадь просвета между зернами твердого уменьшается, соответственно, уменьшается и величина K_f , что приводит к снижению скорости фильтрации и расходу жидкости.

Происходит процесс «зарастания» межзернового пространства выпадающими из растворов ПВ пелитовыми частицами твердого.

Таким образом исследованиями установлено, что в настоящее время основной проблемой для определения методики отработки месторождений урана локализованных в слабо обводненных (сухих) рудных горизонтах песчаникового типа, является подбор способа сооружения технологических скважин, который позволит исключить изменение естественной структуры, для сохранения естественной структуры пласта необходимо бурение скважин с продувкой сжатым воздухом.

В результате исследований установлено движение растворов в необводненных сухих горизонтах и влияние орошаемой породы на радиус фильтрационного потока и характера его насыщения, на основе которых построены кривые расхода жидкости для различных расстояний от оси источника. Выявленные в результате исследований закономерности формирования фильтрационного потока при нагнетании растворов в необводненных породах положены в основу разработанного метода.

Библиографический список:

1. Игашева С.П. «Геология» Учебное пособие. РИО ФГБОУ ВПО «ТюмГАСУ» Тюмень 2014г., 36 с.
2. Башкатов А.Д. Прогрессивные технологии сооружения скважин. ООО «Недра-Бизнесцентр» Москва 2003г., 554 с.
3. Штенгелов Р.С. «Поиски разведки подземных вод» Курс лекций Москва 2017г. 24 с.

К ВОПРОСУ ДОБЫЧИ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ МЕТОДОМ ПВ ИЗ СЛАБООБВОДНЁННЫХ, СЛАБОПРОНИЦАЕМЫХ И КАРБОНАТНЫХ РУД

Суграли кони 3-сонли уюми тажриба учаскасида ер остидан уран қазиб олиш бўйича олдин ўтказилган тажрибалар ва миқдорий изланишлар натижалари келтирилган. Лой қатламлари билан алевритлардан, ўтказувчанлиги паст, турғун зоналардан ҳамда ўта қорбанатли рудалардан уран ажратиш бўйича тажрибавий изланишларининг натижалари таҳлил қилинмоқда.

Таянч иборалар: ер остидан уран қазиб олиш, пластнинг гидроёрилиши, оқимнинг юналишини ўзгартириш, математик моделлаштириш, геодинамика, геокимё.

The results of previously conducted experimental and numerical studies on the underground leaching of uranium at the experimental sites of deposit No. 3 of the Sugrali deposit are presented. The results of experimental studies on the leaching of uranium from high-carbonate, with interlayers of clays and silts, low-permeable ores, as well as from stagnant zones are analyzed.

Key words: underground leaching of uranium, hydraulic fracturing, flow reversal, mathematical modeling, geodynamics.

Усманов Р.И.
руководитель группы
инновационного центра
НГМК



Метод подземного выщелачивания (ПВ) позволяет добывать полезные ископаемые из глубоких рудных тел путём их избирательного растворения на месте залегания и последующего извлечения на поверхность Земли в виде химических соединений, образованных в зоне реакции.

Рудное тело вскрывается под системой скважин, располагаемых в плане рядами, многоугольниками, кольцами. В скважины подают реагент, который, фильтруясь по пласту, выщелачивает (переводит в продуктивный раствор) полезные компоненты. Продуктивный раствор, насыщенный соединениями полезного компонента, через систему технологических скважин, объединённых в технологические ячейки и блоки, откачивается на поверхность для дальнейшей переработки. Далее, в процессе переработки, из продуктивного раствора производится комплексное извлечение металлов, а оставшиеся маточные растворы до укрепляются выщелачивающим реагентом, и снова подаются в нагнетательные скважины, в качестве рабочего раствора. Затем, стекая вниз, растворяет полезное ископаемое и процесс повторяется.

Обычно в эксплуатацию метода ПВ вовлекаются экзогенные месторождения, рудное тело в которых находится в хорошо проницаемом, обводнённом, песчаном продуктивном горизонте.

Добыча полезных ископаемых методом ПВ из слабо обводнённых (или сухих) горизонтов, рудные тела которых, локализованы в слабопроницаемых, известковистых, высококарбонатных и заглинизированных песчаниках, не достаточно изучена и представляет определённый интерес.

Пользуясь, предоставленной возможностью опубликования статьи, автор, считает необходимым, предоставить некоторые результаты и выводы, проведённых исследований с 1980 по 1994 годы по добыче урана из упорных слабообводнённых (сухих), высококарбонатных, с прослоями глин и алевритов, слабопроницаемых участков ПВ залежи № 3 месторождения «Суграла» бывшего Восточного рудоуправления НГМК.

Характеристика объекта исследования

Сугралинское рудное поле расположено в краевой части Бешбулакской впадины, примыкающей к Тамдынскому горсту. Чарыктинский разлом северо-западного простирания, проходящий по центру рудного поля, главная роль принадлежит блочной тектонике. Смещение блоков по верхней амплитуде достигает от 10 до 150 метров.

Геологические образования подразделяются на два чётких структурных этажа: палеозойский, образующий фундамент, сложенный консолидированными осадочно-вулканогенными и интрузивными породами нижнего и верхнего палеозоя, и мезокайнозойского (покров), представленный слабометаморфизованными осадочными породами верхнего мела, палеогена, неогена и антропогена.

Мощность отложений мезозоя и кайнозоя увеличивается в направлении от Тамдытау к центру Бешбулакской впадины. Максимальная мощность имеет место в Джаманкумском прогибе (примерно 1000м), который на востоке граничит с Тамдынским горстом.

Оруденение Сугралинского рудного поля относится к инфильтрационному типу и локализуется в водоносных горизонтах верхнего мела.

На западе залежи рудовмещающим является маастрихтский и Сугралинский горизонты. На востоке залежи рудовмещающим является маастрихтский горизонт.

Гидрогеологические условия

В гидрогеологическом отношении площадь Сугралинского рудного поля расположена на юго-восточном крыле крупного артезианского бассейна. В обводнение разреза участвует: горизонт грунтовых вод в верхнем палеогене – антропогене и 5 горизонтов напорных вод: 1-сарбатырский, 2-лявланский, 3-рудовмещающий, 4-сеноманский, 5-палеозойский.

Горы Тамдытау являются местной областью питания водоносных горизонтов, создающей гидростатические напоры в горизонтах межпластовых вод. Движение подземных вод происходит от гор Тамдытау в северо-западном направлении, в сторону общего погружения палеозойского фундамента и падения пластов покрова.

Залежь № 3 расположена в сводовой части Сугралинской антиклинали и поэтому: 1 - сарбатырский горизонт выступает выше уровня подземных вод и является сухим; 2 - отложения лявланского водоносного горизонта в районе залежи № 3 отсутствуют; 3 – Сеноманский водоносный горизонт гидравлически связан с палеозойским водоносным горизонтом, образует вместе с ним водоносный комплекс.

Водообильность и водопроницаемость комплекса крайне неравномерная. Удельные дебиты изменяются от 0,005 до 3-4м³/сут. На большей части рудного поля представлен существенно водоупорными породами.

Рудовмещающий водоносный горизонт

Рудовмещающий водоносный горизонт является сложнопостроенным и делится на два водоносных подгоризонта: маастрихтский и сугралинский. Верхний маастрихтский подгоризонт имеет распространение на площади рудного поля, нижний – сугралинский подгоризонт развит в пределах западной части рудного поля и выклинивание идёт к центральной части.

Литолическое строение маастрихта: в верхней части разреза залегают мелкозернистые, реже тонкозернистые пески, которые сменяются известковистыми песками с прослоями песчаников на известковистом цементе, нижняя часть разреза сложена, почти, исключительно известковистыми песчаниками.

Мощность отложений в зависимости от структурных условий колеблется от 6 до 18 метров.

Сугралинский водоносный подгоризонт имеет сложное литологическое строение.

Преобладающими в разрезе являются мелкозернистые, реже среднезернистые пески мощностью 10-25м с прослоями глин и алевроитов. В основании разреза обычно залегают песчаники на известковистом цементе. В кровле горизонта залегают влагоёмкие, практически безводные глинистые песчаники нижнего зочена мощностью 1-5м, выше которых распространяются выдержанные по мощности и площади (30-40) мергели и мергелистые глины Кендык-Тюбинского и джейрантурского горизонтов нижнего турона мощностью 30-35м. Глубина залегания кровли зависит от геолого-структурных условий площади. В пределах залежей № 2 и № 3 глубина залегания кровли составляет 200-420м и увеличивается к юго-западу. Пьезометрические уровни в пределах западной группы залежей (№ 2 и № 3) залегают на глубине 130-170м.

Напор на кровлю горизонта составляет от 70 до 330м. Проницаемость рудовмещающего горизонта является слабой. Проводимость также невысокая. По степени водообильности Сугралинский подгоризонт резко отличается от маастрихтского. Коэффициент фильтрации маастрихта почти в два раза ниже, чем у сугралинского подгоризонта. Большое значение имеет степень карбонатности и глинистости песчаных отложений маастрихта. Водообильность и водопроницаемость отложений рудовмещающего горизонта характеризуется неравномерностью в вертикальном разрезе и по площади.

В статистических условиях, до начала водопонижительных работ, уровни подземных вод находились в отметках 146-147м, а естественное направление потока было западным и Северо-Западным, с расчётной скоростью 8-12м в год.

Затем, в результате многолетнего шахтного водоотлива, поток подземных вод изменил своё направление на северо-восточное и пьезометрические уровни на залежи № 3 значительно понизились до 180-182м.

Морфология рудного тела.

Залежь представляет собой рудный ролл с мощной мешковой частью и сравнительно маломощными крыльями, который локализуется в породах сугралинского горизонта. В структурном отношении, залежь приурочена к своду сугралинской антиклинали. В плане залежь представляет непрерывную полосу забалансовых руд, вытянутую в направлении с С-СВ на Ю-ЮЗ. Рудное поле имеет несколько плавных изгибов, следующих границе выклинивания окисленных

пород. Вся залежь характеризуется низкими содержаниями полезного компонента, равномерно распределённого во всех морфологических элементах, причём относительно высокие содержания отмечаются в виде узких полос, вытянутых вдоль границ зоны пластового окисления (ЗПО). Средние мощности рудного тела: мешковая часть – 3,39м, верхнее крыло – 1,31м, нижнее крыло – 1,52м. На юге залежи верхнего крыла практически целиком залегают в подошве маастрихтского подгоризонта в крепких песчаниках, а нижнее крыло практически не развито.

Вещественный состав рудовмещающего горизонта.

Руды залежи № 3 сложены главным образом песками и известковистыми песчаниками маастрихта и сугралинского горизонтов. Песчаные разности представлены мелко и тонкодисперсными обломочными и аутогенными минералами. Содержание тонкого глинистого минерала в рудах составляет от 15 до 26,2%, а в нижнем крыле имеются линзы и обрывки глин. Тонкий глинистый материал является цементирующей массой песчаных пород. В карбонатных разностях главную роль цементации играет кальций.

Рудные минералы представлены урановыми чернями, преимущественно в тонкозернистых песках с мелкими включениями окатышей глин. Черни обволакивают песчаные и алевроитистые частицы. Текстура песков косослоистая.

На севере залежи, карбонатность руды характеризуется низкой (до 0,7%), на юге, особенно, в верхнем крыле – среднее содержание карбонатов (до 5%) (см. рис. №1). По составу руда преимущественно алюмосиликатная.

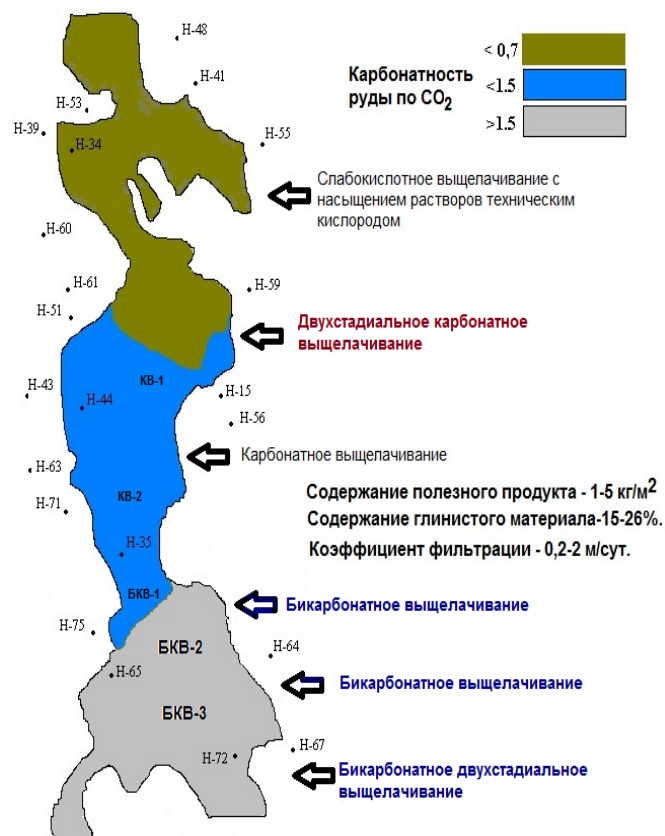


Рис. 1. Карбонатность рудного поля на залежи № 3

Гидрогеологические характеристики рудовмещающего горизонта

Таблица 1

Гидрогеологические параметры	Маастрихтский подгоризонт	Сугралинский подгоризонт
Удельные дебиты, л/с	0,022-0,127	0,045-0,16
Коэффициент фильтрации, м/сут	0,21-1,1	1,2-3,2
Проводимость, м²/сут	5,2-16,8	18,5-19,1
Коэффициент пьезопроводности, м²/сут	1-4,10	3-5,10

Химический состав руд

Таблица 2

Содержание компонент, %	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	CaO	MgO	S _{общ}	P ₂ O ₅
minimum	65,9	3,57	0,74	0,19	0,7	0,28	0,03	0,005
maximum	80	8,88	2,38	0,92	4,47	0,88	2,72	0,54
среднее	74,2	6,436	1,42	0,6	1,37	0,54	0,72	0,125

Геотехнологические условия разработки залежи способом ПВ.

Начиная, с 1979 года начались опытно-эксплуатационные работы по отработке залежи №3 методами кислотного, карбонатного, бикарбонатного выщелачивания.

Соединения шестивалентного урана (U^{6+}) легко переходят в рабочие растворы, а растворение соединений 4 валентного урана (U^{4+}) затруднено. Ускорение этого процесса достигается повышением окислительно-восстановительного потенциала E_h рабочих растворов, в связи, с чем приобретают значение потенциалобразующие компоненты минерализации воды, среди которых главными являются кислород и трёхвалентное железо. Его растворимость в воде достигает до 10 мг/л. Повышая E_h воды, кислород способствует переводу (U^{4+}) в (U^{6+}). Кислотность среды инициировалось подачей кислорода или перекиси водорода. Основными компонентами минерализации воды являются HCO_3^- , SO_4^{2-} , Cl^- , Ca^{2+} , Mg^{2+} , Na^+ .

В центре залежи, и развиваясь дальше к северу, отмечается высокая продуктивность и низкая карбонатность руд, выдержанная мощность мешковой части ролла.

Ввиду низких пьезометрических уровней (порядка 180-182м, в относительных отметках) на залежи был затруднён подъём технологических растворов. Для откачки использовались дорогие и не совершенные погружные насосы в коррозионностойком исполнении, вместо обычного применявшего насоса эрлифтного раствор подъёма. Кроме того, низкие уровни подземных вод затрудняли освоение технологических скважин и различные работы по восстановлению их продуктивности (прокачки, кислотные обработки и т.п.).

Гидродинамический режим залежи за время эксплуатации искусственно изменялся. Соблюдать правило способа ПВ – баланс отка-

ченных и закаченных растворов – не представлялось возможным ввиду низких уровней подземных вод. Количество закаченных растворов всегда превышало количество откаченных, поэтому на площади залежи начали постепенно формироваться в купол депрессии. Закачка велась с дисбалансом в сторону увеличения, что позволило повысить уровни на 10-15м, а затем в 1986 году с вводом в эксплуатацию заводнения посредством гидроразрыва продуктивного пласта – до 135-136м. (см. рис.2). В период интенсивной эксплуатации полигона, на отработываемой площади явно выделились 3 депрессионные купола: на севере, в центральной части и на юге, с абсолютными отметками на глубине 129—131м. В левом контуре залежи №3, в районе наблюдательных скважин №44 и № 51 образовалась депрессионная воронка, из-за интенсивной откачки (см. левый контур опытных блоков БКВ-1 и БКВ-2).

Повышению уровней способствовало освоение технологических реверсивных скважин (эрлифтный раствороподъём), проводить ремонтные работы и осуществлять технологическую откачку продуктивных растворов. Чтобы освоить залежи от центра к югу потребовалось внести изменения технологии отработки.

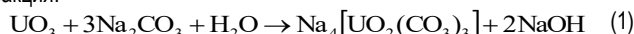
К югу, залежи резко меняются характеристики геологических и гидрогеологических руд и рудовмещающих пород. В освоении залежи от центра к югу потребовалось изыскать нетрадиционные методы отработки. Резко увеличивается степень карбонатности руды с севера на юг от 0,7% до 5%, состоящие в основном из кальцита, арагонита, доломита, магнезита, сидерита, анкерита, родохрозита, витерита и др.

Также, изменяется и морфология рудного тела, почти исчезает нижнее крыло, а верхнее крыло залегаёт в крепких песчаниках, неподдающихся инфльтрационному выщелачиванию.

На ранней стадии опытных испытаний для выщелачивания урана использовались растворы с содержанием карбонат (5г/л) и бикарбонат калия (4г/л), серной кислоты (5г/л), что не вызывало набухания глин. Степень извлечения урана составил 79%, отношение Ж:Т=4. Однако высокая стоимость карбонат - бикарбонат калия ограничило его использование.

В связи с этим, а также из-за высоких удельных затрат серной кислоты на юге залежи в опытном порядке отработывались две схемы ПВ: карбонатная (содовая) с использованием окислителей (технический кислород или перекись водорода) и бикарбонатная с инициированием бикарбонат - иона в пласте.

Карбонатный метод ПВ в опытных условиях показал очень хорошие результаты. В основу карбонатного выщелачивания урана лежит реакция:



Большому расходу реагентов способствуют гипс и сульфат магния:



В широких масштабах, без решения проблем водоочистки, умягчения растворов и методов подачи окислителей в пласт, его использование не целесообразно. Активизируются в пласте кольматационные химические процессы и образуются так называемые «застойные зоны» (рис.3). Одним из действенных способов, позволяющих предотвратить кольматационные процессы, является реверсирование фильтрационного потока.

Опытные работы по подготовке рудного блока принудительным окислением с использованием технического кислорода, а также подачей сжатого воздуха, насыщенного кислородом и выщелачивающим раствором, позволили отработать в промышленных масштабах две технологии: бикарбонатно-кислотной и мини - реагентной.

Бикарбонатный способ ПВ, с инициированием бикарбонат иона, в пласте также не рентабелен без окислителей. Использование технического кислорода или перекись водорода в качестве окислителей, и имея, достаточное содержание карбонатов в пласте получаются

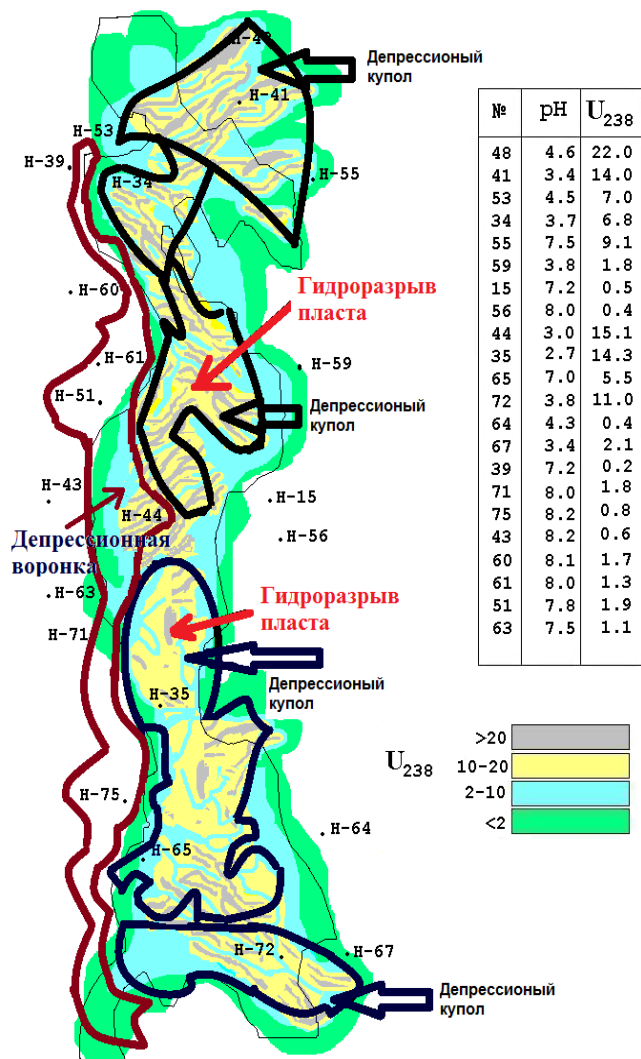


Рис. 2. Гидродинамическая обстановка на залежи №3 на 01.12.1986 года

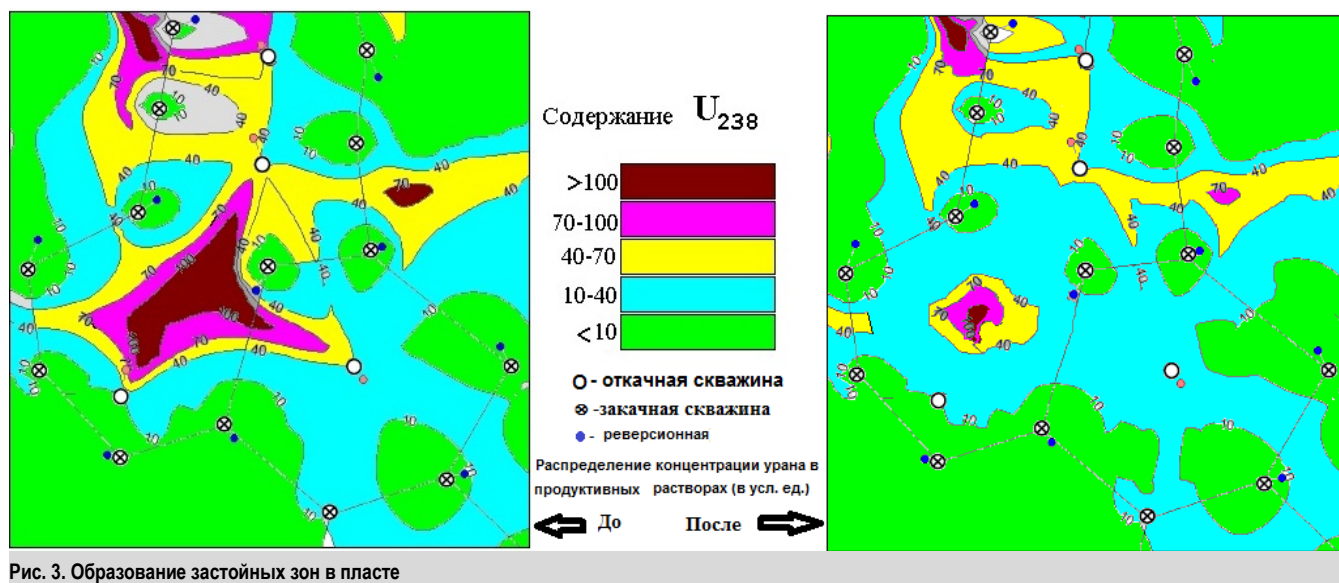


Рис. 3. Образование застойных зон в пласте

неплохие технологические показатели выщелачивания. Этот метод можно использовать, когда содержание карбонатов в руде достаточно велико. Бикарбонатно-кислотное выщелачивание применяется при содержании CO_2 в рудовмещающих отложениях более 2%. Технология основана на переходе карбонатов – иона при подкислении рабочих растворов до значений $pH=2-3$ и насыщении кислородом.

Миниреагентная технология схема выщелачивания применяется при содержании CO_2 в рудах от 0,5 до 2% и напорном режиме пластовых вод в контурах объекта отработки.

По результатам опытных исследований была предложена двухстадийная схема выщелачивания, которая объединила положительные черты – карбонатной и кислотной. На первом этапе в пласт подается окислитель (технический кислород) и минимальное количество кислоты для иницирования бикарбонат – иона.

По мере расходования карбонатов в пласте и падения концентрации ионов (HCO_3^-) в откачных растворах, в пласт начинают подавать, вместе с окислителем, серную кислоту.



Этот метод даёт значительную экономию расходов серной кислоты, сокращения сроков отработки и приемлемые темпы извлечения компонента.

Предварительное окисление рудной минерализации путём нагнетания сжатого воздуха и отжатия пластовых вод из объёма эксплуатационного блока ($pH=3.5-4$, добавочная кислотность 0,15-0,35г/л, насыщенность кислородом воздуха 50-80мг/л). По мере работы откаченных скважин происходит постепенное снижение содержания урана (до 50-80мг/л), так и бикарбонат иона (до 360-450мг/л).

Продуктивные растворы характеризуются слабощелочной реакцией ($pH=7.6-8$) и незначительным (20%) повышением минерализации пластовых вод. Техногенные изменения рудовмещающих песков визуальнo фиксируются по смене их окраски – с серой на белосерую окраску с мелкими (до 10мм) бледно жёлтыми пятнами. Минерализованный состав песков (средневзвешенный на мощность блока) изменяется незначительно, уменьшается количество карбонатных минералов (кальцит, доломит, сидерит) с 1,9 до 1,4%, глинистых составляющих (монтмориллонит, гидрослюда, каолин) с 4,5 до 3,5%. Из новообразований следует отметить плёнки гипса и гидроксидов железа (псевдоморфозы по пириту, марказиту).

Результаты спектральных анализов рудовмещающих отложений свидетельствуют о незначительном выщелачивании таких элементов как Fe, Al, Ca, Mg, Na и K. Этот метод даёт значительную экономию расходов серной кислоты, сокращению сроков отработки и приемлемые темпы извлечения полезного компонента. В начальном периоде

эксплуатации технологических скважин характеризуется обстановка довольно выраженной кислой, бикарбонатной зональностью.

К концу 1989 года в эксплуатации находились 33 блока, из них 4 блока с извлечением запасов более 70%, 7 блоков – с извлечением 50%, 22 блока с извлечением менее 50%.

Часть блоков на крайнем юге находились в эксплуатации от 27 до 129 месяцев, причём блоки, обрабатываемые с удельным коэффициентом извлечения более 1,5% в месяц, отличались с хорошими экономическими и технологическими показателями. Процент отработки полигона (кроме юга залежи) к моменту закрытия рудника составлял от 50% до 80% (max).

Юг залежи, на котором располагались опытные блоки БКВ-1, БКВ-2, БКВ-3, блоки с кислородным окислением пласта, отработаны на 20-30%, не считая блоков на крайнем юге, процент извлечения которых составил от 1% до 10% и время отработки от 3 до 10 месяцев.

В 1989 году опытно-промышленные работы на юге залежи прекращены и на весь южный полигон были поданы закачные растворы с концентрацией H_2SO_4 до 6-8г/л.

Разрабатывалась также технология слабокислотного выщелачивания урана. Ее сущность состоит в переводе карбонатного вещества из породы в раствор в виде иона HCO_3^- при подкислении пластовых вод до $pH=4-4.5$ и насыщении растворов кислородом воздуха. При сравнении с «жесткой сернокислотной технологией» не уступала по полноте выщелачивания. А по себестоимости продукции экономичнее на 15-20%. Главное же ее достоинство состоит в том, что при ее применении величина водородного показателя пластовых вод, общая минерализация, состав и содержание основных компонентов и после его завершения в пределах контура рудного тела практически не отличается от фоновых значений.

Результаты исследований гидродинамического режима подземных вод и гидродинамической обстановки.

В момент окончания эксплуатации полигон в целом представлял купол депрессии, который был выше среднего пьезометрического уровня бассейна, приблизительно на 40-45м. На фоне гидродинамического купола ряды откаченных скважин создавали в свою очередь локальные депрессионные воронки. Спустя 5 месяцев после остановки полигона (к 01.01.1991 году) явно выраженных локальных куполов уже нет, т.е. начинает происходить «расползание» растворов (при сохранении общего купола) и начинает формироваться поток подземных вод, направленных на Север и Северо-восток. Уровни остались практически на этой же глубине.

Проведённые в 1994 - 2000 годах анализ представительных проб, отобранных из наблюдательных с прокачкой скважин на залежи № 3 и за её пределами, показали, что остаточные растворы полностью сорбированы вмещающей породой и осаждены в породе.

УВЕЛИЧЕНИЕ ОСАЖДЕНИЯ ЗОЛОТА ИЗ ПРОДУКТИВНЫХ РАСТВОРОВ МНОГОЯРУСНОГО РУДНОГО ШТАБЕЛЯ НА РУДНИКЕ «ЦКВЗ» ПУТЕМ РАСШИРЕНИЯ ЛОКАЛЬНО-СОРБЦИОННЫХ УСТАНОВОК

Мақолада сорбцион-босимли колонналарнинг ишлаш принциплари ҳамда майдонда локал-сорбцион қурилмаларга қўшимча иккита 3000-7, 8- сонли сорбцион-босимли колонналар қурилиши ёритилади, қайсики унумдор қоришмаларидан ютувчан кўпқаватли рудалар штабелида қўшимча олтин чўкишига имкон беради.

Таянч иборалар: олтин-рудали кон, рудалар штабели, цианли қоришма, қазиб олиш, сорбция, сорбцион-босимли колонналар, олтин чўкиши, ютувчан, дренажли кассета, унумдор қоришма.

The article describes the principle of operation of the sorption-pressure columns, as well as the construction of an additional two sorption-pressure columns - 3000 No. 7, 8 on the site of local-sorption installations, which allow to further increase the deposition of gold from productive solutions of a multi-layered ore stack on the sorbent.

Key words: gold deposits, ore stack, cyanide solution, leaching, sorption, sorption-pressure columns, gold deposition, sorbent, drainage cassette, productive solution.

Кенжаев Х.Т.,

заместитель директора по
производству ГМЗ-2
ЦРУ НГМК



Сойибов Ф.Ф.,

начальник рудника «ЦКВЗ»
ЦРУ НГМК



Очилова М.Б.,

студентка кафедры
«Металлургия» НГГИ



Внедрение инновационных технологий в разработку сложноструктурных золоторудных месторождений по традиционной технологии с переработкой руды на обогатительных фабриках, крупных месторождений, выявляет необходимость разработки более прогрессивных методов добычи и переработки золотосодержащих руд.

Анализ изменения критериев разделения горной массы золоторудных месторождений на породу, балансовую и забалансовую руду за последнее время показывает, что эти критерии значительно изменились и продолжают меняться. Происходит это в результате внедрения новых технических, технологических и инновационных решений, снижающих себестоимость извлечения золота.

На Руднике «ЦКВЗ» проектом предусмотрен метод сооружения и эксплуатации постоянно наращиваемой площадки выщелачивания до шести-восьми слоев (ярусов) [1-3]. Рудный штабель орошают цианистым раствором с помощью специальных капиллярных (эмиттерных) трубок. Скорость подачи раствора зависит от продолжительности отработки руды и изменяется в широких пределах – от 13-15 л/час/м² (в начальной стадии выщелачивания) до 8-10 л/час/м² (в завершающей стадии выщелачивания).

Раствор цианида натрия просачиваясь через рудный штабель растворяет золото, серебро, собирается с помощью перфорированных труб, установленных в дренажном слое и через бетонные коллекторы с шлюзовыми задвижками по трубопроводам самотеком попадает в технологические бассейны и зумпфы. При помощи насосных станций, установленных в бассейнах и зумпфах технологические растворы подаются в систему орошения рудного штабеля. После последовательного насыщения до максимальных концентраций благородных металлов, растворы направляют для переработки на установке Меррилл-Кроу.

Продолжительность процесса выщелачивания составляет около 240 суток. В установленном режиме извлечение золота из руды достигает до 50%. Выщелачивание руды осуществляется в замкнутом цикле с постоянной подпиткой технической водой без сброса промышленных растворов в хвостовые пруды.

Процесс кучного выщелачивания осуществляется при оптимальных значениях щелочности (pH), концентрации цианида натрия и растворенного кислорода, обеспечивающих максимальную скорость растворения благородных металлов. Контроль состава выщелачивающих, продуктивных и обеззолоченных растворов выполняется на протяжении всего процесса.

В зумпфах и резервуарах производится подкрепление технологических растворов цианидом натрия, концентрация которого снижается при дренировании через слой руды. Оптимальная щелочность цианистых растворов (pH=10,3-10,5) обеспечивается за счет подшихтовки извести и цемента в руду при ее укладке в рудный штабель и подачи гидроксида натрия (NaOH) с цианистыми растворами. Извлечение золота из золотосодержащих растворов методом сорбции на уголь из руд прошедших первую стадию обогащения.

Цианид натрия, применяемый для выщелачивания руды, является солью слабой синильной кислоты HCN и сильного основания NaOH, поэтому при недостаточной щелочности среды подвергается гидролизу с образованием синильной кислоты и ионов гидроксила.

Гидролиз цианистых растворов приводит к значительным потерям цианида и росту концентрации синильной кислоты в атмосфере. Подщелачивание технологических растворов на площадки локально-сорбционных установок (ЛСУ) до pH=10,0-11,0 замедляет реакцию гидролиза цианида натрия.

Сорбционно-напорные колонны (СНК) ЛСУ предназначены для осаждения золота из продуктивных растворов рудного штабеля № 1 на сорбент (активированного угля). СНК представляет собой цилиндрическую ёмкость с закругленным днищем СНК-2000 №1, №2 и с коническим днищем – СНК-3000 №3, 4, 5, 6 состоят из:

бункера загрузки сорбента (активированного угля);

верхней крышки с дренажными стаканами;

верхнего приёмника - успокоителя для сброса обеззолоченного раствора с дренажными стаканами и кармана – углеуловителя в верхней части трубы сброса обеззолоченного раствора;

сливной задвижки в нижней части напорной колонны для разгрузки активированного угля после насыщения её золотом;

пробоотборников для отбора проб сорбента.

Принцип работы СНК заключается в следующем, в каждую СНК через верхний бункер загрузки сорбента эрлифтом из емкости эрлифта загружается сорбент в данном случае активированный уголь. Рабочий объём загруженного угля зависит от рабочего объёма колонн. Продуктивный насыщенный золотом раствор подаётся в СНК по трубе напорной магистрали через запорную арматуру, расходомеры и обратные клапаны к низу конуса колонны. Уголь, находящийся в колоннах, при прохождении через неё продуктивных растворов сорбирует на себя золото. После прохождения через уголь обеззолоченный раствор выходит через нержавеющую сетку дренажных стаканов в верхний приёмник-успокоитель, далее через карман-углеуловитель в верхней части трубы сброса обеззолоченного раствора заново поступает в бассейн обеззолоченных растворов, где происходит подкрепление технологических растворов цианидом натрия, щелочной среды (pH) и насыщением кислородом для подачи выщелачивающих растворов на многоярусный рудный штабель.

Максимально допустимая производительность СНК определяется из максимально допустимой пропускной способности дренажной кассеты для СНК-2000-17м³/час для одной кассеты, для СНК-3000-15м³/час для одной кассеты и составляет: для СНК № 1, № 2 при 5 кассетах, 85м³/час, для СНК № 3, № 4, № 5, № 6 при 18 кассетах, 270м³/час.

При этом максимальная годовая производительность составляла 281 000 м³.

Специалистами рудника ЦКВЗ ГП НГМК было принято решение по строительству на площадке ЛСУ дополнительно двух СНК – 3000 № 7, 8, (рис.1) производительность которых составляет 360м³/час по продуктивным растворам, при этом производительность каждой СНК – 3000 составляет 180м³/ч.

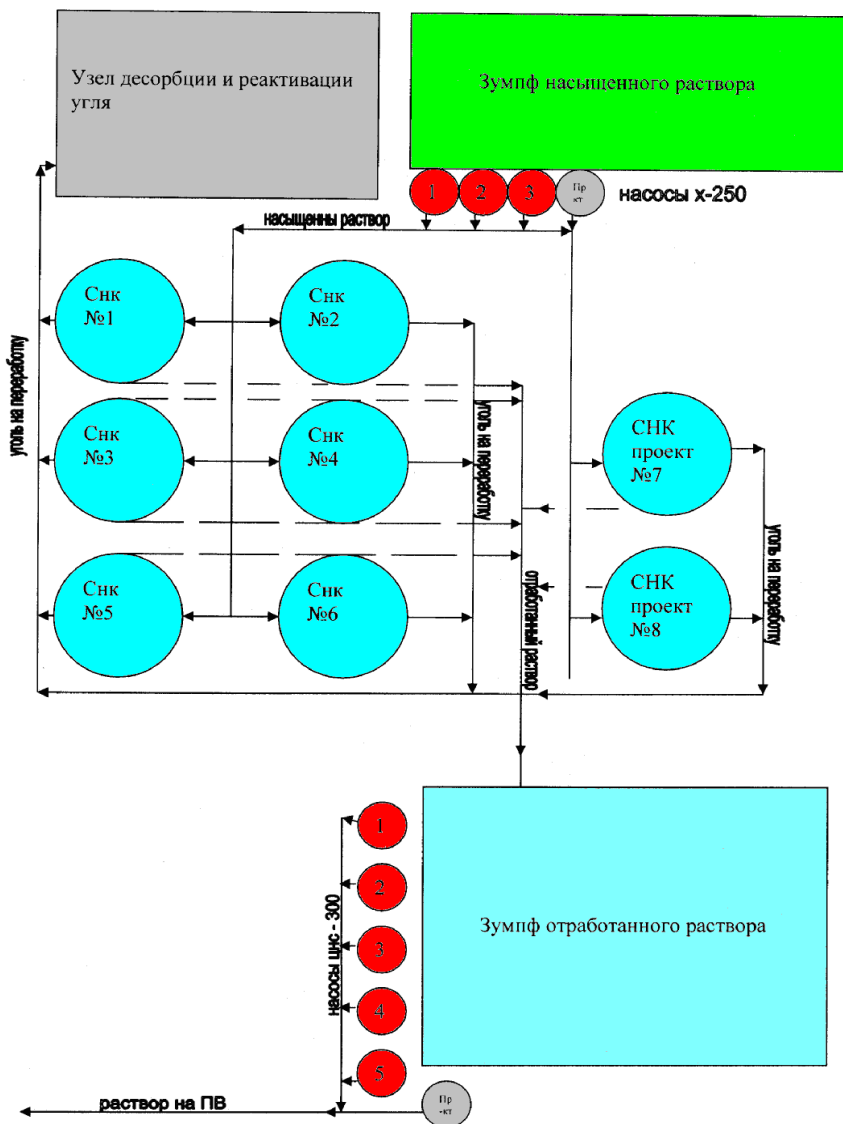


Рис. 1. Площадка локальных сорбционных установок

При установке насосов для резервуара продуктивных растворов, отработанных растворов и гидроизоляция фундаментов под новыми СНК – 3000, система трубопроводов и обвязка трубопроводов к существующей линии учитывались пропускные способности трубопроводов.

Таким образом, строительство на площадке ЛСУ дополнительно двух СНК – 3000 № 7, 8 позволили дополнительно увеличить осаждения золота из продуктивных растворов многоярусного рудного штабеля на сорбент на 41,3% от точного планового объема.

Библиографический список:

1. Санакулов К.С. и др. Кучное выщелачивание золота из многоярусных штабелей. ФАН. Ташкент. 2011. -304с.
2. Диссертация Казанова Е. В: Интенсификация кучного выщелачивания золота на основе цианидной подготовки свежедробленной руды (на примере Дельмачикского месторождения): дис: к-та техн. наук / Е. В. Казанов; Читинский гос. ун-т. - Чита, 2005. -115 с.
3. Кучное выщелачивание благородных металлов / под ред. М.И. Фазлуллина. М.: Изд-во АГН, 2002. - 647 с.

ИССЛЕДОВАНИЕ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ ПРИ ПОДЗЕМНОМ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ ПУТЕМ ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ



Аликулов Ш.Ш.,
доцент кафедры «Добычи
руд редких и радиоактив-
ных металлов» НГГИ,
к.т.н.



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



Шарафутдинов У.З.,
начальник инновационного
центра НГМК,
к.т.н., доцент



Халимов И.У.,
заведующий кафедрой
«Добычи руд редких и
радиоактивных металлов»
НГГИ, к.т.н., доцент

Ушбу тадқиқотда Кендик-Тюбе уран конини ер остида танлаб эритиб олиш учун технологияси ўрганилди, бунинг учун ер остида танлаб еритиш гидродинамик жараёнларини такомиллаштириш орқали амалга оширилади ва депрессия воронкасини ҳосил қилиш орқали эритиб олиш мумкин.

Қудуқлар орқали эритмани танафуссиз жўнатиш, филтрланиш зонаси ҳосил бўлади ва инфилтрланиш жараёни содир бўлади. Бундай вақт оралиғида инфилтрланиш оқими метал билан бойиштилади.

Уранни ер остида эритмага ўтказиш усули маҳсулдор эритмани олиш ва уни бошқариш учун қуруқ бўлган уран қатламларида депрессия воронка ҳосил қилиш йўли орқали амалга оширилади, стендли тажрибада маълум бўлишича таҳлилий тадқиқотлар ва назарий натижаларга асосланиб филтрланиш тезлиги ўрганилди.

Таянч иборалар: депрессия ҳудуди, гидродинамикаси, уран, сувга кам тўйинган руда қатлами, кинематика, камайиш, ер ости сувлари.

The study studied Kendyk-Tyube uranium deposits for the development of weakly watered uranium ores or overlying the natural, lowered groundwater level, controlling the hydrodynamic flow from top to bottom, using irrigation technologies by creating a depression funnel for sand ores in uranium leaching technology.

With the continuous supply of the reagent solution to the wells – sprinklers, irrigation zones are formed, under the influence of which a constant infiltration flow is formed. In this case, the leach solution of the infiltration stream is enriched with metal. We have conducted bench tests for a visual representation of this phenomenon.

On the basis of analytical studies, for the first time, theoretically developed, scientifically substantiated and confirmed by the results of bench studies of filtration rate and creation of a depression funnel during underground leaching of weakly flooded uranium ores, from the presented results a computer animation was developed showing the ability to manage the balance of pumping and pumping rasters from the productive horizon.

Key words: the depressed crater, hydrodynamics, uranium, poorly ore horizon, kinetics, reaction, lowering, underwaters.

Задачи и возможности физического моделирования подземного выщелачивания весьма разнообразны и широки. Однако главными направлениями исследований процесса, которые могут обеспечиваться физическим моделированием, являются выявление основных закономерностей влияния различных параметров гетерогенной системы и технологического режима ПВ и проверка правильности математических моделей процесса. При этом конкретные задачи по каждому из этих направлений могут иметь как практический, так и научный характер.

В процессе исследования тщательно изучались районный характер исследуемого объекта в гидрогеологическом отношении, месторождение Кендык-Тюбе расположено в северной части Бешбулакского артезианского бассейна. В разрезе отложений артезианского бассейна выделяется два гидрогеологических этажа. Верхний, так называемый верхнемеловой водоносный комплекс в отложениях осадочного чехла, и нижний-палеозойский водоносный комплекс в образованиях складчатого фундамента. Значительная часть территории месторождения перекрыта отложениями неоген-четвертичного возраста, развитыми, главным образом, в пределах русел суходолов, имеющих мощность

проницаемых отложений 15-20м, в которых функционируют подрусловые потоки сезонного характера. Минерализация вод колеблется в пределах 2,0-5,0г/л. Химический состав вод хлоридно-сульфатный натриево-кальциевый.

Надрудные и подрудные водоносные горизонты в пределах месторождения Кендык-Тюбе отсутствуют. Верхняя надрудная часть разреза представлена глинами, алевролитами и мергелями палеогена мощностью 40-110м, перекрытая 10-30 метровой пачкой безводных четвертичных отложений, представленных супесями со щебнем и гравием.

Чтобы создать вышеуказанные условия в мелкомасштабных параметрах, слабообводненных урановых руд данные заложены в испытуемом стенде.

На основании проведенных исследований, предлагается теоретическая модель системы разработки залежей урана с «сухими» горизонтами для применения способа ПВ, который позволит достичь технологичную полноту извлечения полезного компонента из недр.

Контроль гидродинамических параметров подземного выщелачивания урана является неотъемлемой частью ведения

процесса. Сложностью данного контроля является невозможность визуального наблюдения за изменением гидродинамики процесса. Это связано с тем, что весь процесс протекает в толще земной коры, где взгляд человека не доступен. Таким образом контроль основан на системе сбора данных геофизическими и гидрогеологическими исследованиями.

Для наглядного представления о данном явлении совместно со специалистами РУ-5 НГМК и кафедрой «Добыча и переработка руд редких и радиоактивных металлов» Навоийского государственного горного института исследована методика для определения скорости фильтрации и изучено явление «депресссионной воронки» при подземном выщелачивании урана. В рамках данной работы изготовлен макет для исследования гидродинамических параметров, влияющих на процесс подземного выщелачивания.

Стеновые испытания проводились в Навоийском государственном горном институте со специалистами РУ-5 НГМК согласно утвержденным программам.

С целью изучения гидрогеологических параметров ПВ, а именно проницаемость, фильтрационные свойства и геометрию «депресссионной воронки» были проведены работы по физическому моделированию процесса ПВ напорным и свободным наливом в рудоносный горизонт.

Моделирование проводилось на экспериментальном стенде. Стенд длиной 2м, высотой 1м и шириной 40см сделан из органического стекла с металлическим каркасом. В стенде создана четырехслойная засыпка горных пород, что является моделью литологии месторождения Кендыктобэ. Модельный разрез представлен в виде нижнего, хорошо проницаемого, песчаникового слоя мощностью 30см и верхнего мелкозернистого песка, водопроницаемость которого (коэффициент фильтрации около 2м/сут) меньше, в виду наличия непроницаемых глинистых отложений рис.1.

Мощность верхнего слоя 30см. В верхней части стенда под крышкой устанавливалась прокладка из вакуумной резины. Для создания избыточного давления, имитирующего растекания выщелачивающих растворов, по напорному шлангу между крышкой и прокладкой нагнеталась техническая вода. Величина избыточного давления в зависимости от поставленной задачи может изменяться от 0,02 до 0,1МПа.



Рис.1. Стенд для определения скорости фильтрации растворов и исследования депрессионной воронки при подземном выщелачивании урана: 1-откачная скважина, 2,3-закачная скважина, 4- рудный горизонт

Нагнетание закачного раствора, на стенде, производится в закачные скважины с фильтром в диаметре 35мм, откачка раствора насосом осуществляется через откачную скважину с фильтром в диаметре 70мм. Фильтры скважин представляют собой перфорированную трубку из нержавеющей стали, диаметр отверстий 0,6-0,8мм. Налив раствора производился в закачные скважины, а откачка раствора – из откачной скважины, расположенной в центре модельной ячейки. В результате откачки наблюдалось образование «депресссионной воронки», направленной к фильтровой части откачной скважины.

Для фиксирования линий тока фильтрационного течения к одной из стенок стенда, в отдельные точки области фильтрации были подведены гибкие пластмассовые трубки диаметром 1см, через которые подавался краситель (чернила). В следствии этого, в стенде можно было увидеть образование системы потока раствора, которые в процессе фильтрации составляли линию тока к зоне депрессии (разгрузки пластического давления).

Наблюдения за гидродинамическим процессом показали, что вытеснение насыщенного раствора в нижний хорошо проницаемый слой сопровождается опусканием уровня раствора до фильтра скважины по отношению к естественному уровню воды. Вследствие этого в верхнем проницаемом слое возникает фильтрационное течение, аналогичное притоку к скважине т.к. происходит откачка раствора из модельного рудного горизонта. Как показано на рис.1. в верхней части области фильтрации в непосредственной близости от скважины имеет место четко выраженное симметричное течение с почти горизонтальными линиями тока. Вследствие этого в верхнем проницаемом слое возникает фильтрационное течение, аналогичное притоку к скважине при откачке из нее раствора. Это, в частности, может служить подтверждением правильности выбранной расчетной схемы, которая принята при проведении теоретического обоснования растекания технологических растворов.

Результаты замеров понижения уровней воды в стенде по пьезометру, заложенному в породе с литологической разностью H_{cp} , в модели фильтра скважины, H_{cp} в зависимости от времени t фильтрации даны в нижеследующей табл.1. Результаты исследований отражены в графике зависимости и определен радиус депрессионной воронки.

Данные приведены по трем наливом выщелачивающих растворов, следовавшим один за другим и проведенным с подачей одного и того же количества жидкости в модель скважины, а также с выравниванием уровня воды в стенде (до отметки 25мм).

Как видно, условная стабилизация процесса течения (квазистационарный режим фильтрации) в условиях лабораторного эксперимента наступает довольно быстро (в течение 1-1,5мин). Это, в данном случае, связано также и с достаточно высокой проницаемостью песчаной загрузки стенда.

Для безнапорной подачи раствора использована формула Кусакина:

$$R = 2S\sqrt{H \cdot K_{\phi}} \quad (1)$$

где S – величина понижения уровня, см; H – мощность слоя грунтовых вод, см; K_{ϕ} – коэффициент фильтрации слоя, см/мин.

Полученные результаты показывают что, между производительностью при откачке раствора и радиусом воронки имеется зависимость, которая приведена в виде графике (рис. 2)

Исходя из математического моделирования установлены алгоритмы для изменения параметров обработки слабообводненных урановых

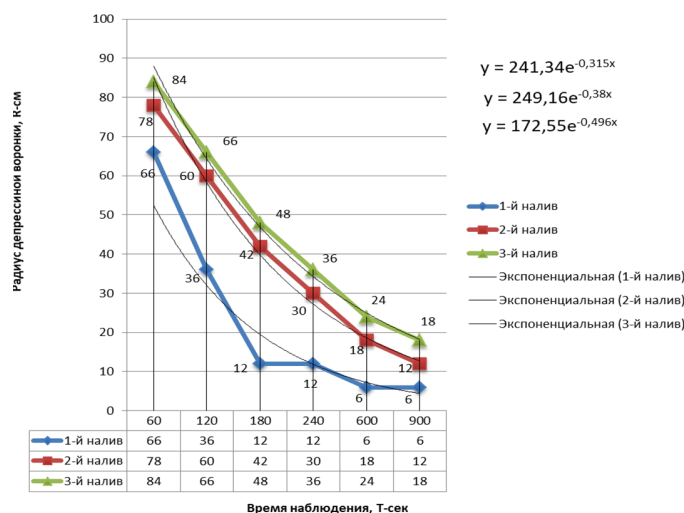


Рис.2. График зависимости радиуса депрессионной воронки от времени наблюдения

Таблица 9

Результаты замеров понижения уровней воды в стенде по пьезометру и определение радиусов воронки

T, сек	1-й налив					2-й налив					3-й налив				
	H ₀ , см	H _с , см	S, см	R, см	Q ₁ , л/мин	H ₀ , см	H _с , см	S, см	R, см	Q ₂ , л/мин	H ₀ , см	H _с , см	S, см	R, см	Q ₃ , л/мин
60	135	124	11	66	4,3	145	132	13	78	4	148	134	14	84	3,6
120	127	121	6	36	8	138	128	10	60	4,2	142	131	11	66	4,3
180	121	119	2	12	15	133	126	7	42	11,8	137	129	8	48	11
240	118	116	2	12	15	129	124	5	30	9	133	127	6	36	8
600	115	114	1	6	20	125	122	3	18	12	129	125	4	24	9
900	113	112	1	6	20	123	121	2	12	6,8	126	123	3	18	12

руд. Поставленные величины фактических и полученных результатов доказывают, что на основе разработанной компьютерной анимации имеется возможность управления гидродинамическими режимами выщелачивания и прогнозирование дальнейшего состояния продуктивного горизонта в процессе выщелачивания низконапорного горизонта. Это даёт возможность управлять процессом исходя из прогнозных результатов и оценивать кинетику выщелачивания урана.

Имитационная компьютерная анимация была применена для исследования процесса отработки слабообводненных урановых руд месторождения Кендык-Тюбе Северного Рудоуправления.

Стеновыми испытаниями установлено:

- имеется прямая зависимость дебаланса технологических растворов в добычной единице с параметрами "депрессионной воронки";
- фильтрационные свойства рудоносного горизонта также имеют влияние на образование депрессии в зоне разгрузки пласта;
- разработанная на основе стенда анимационная модель позволяет визуально представлять и управлять гидродинамикой процесса ПВ урана.

Примечание: Понижение уровня раствора в модели скважины, приведенные в данной таблице, определены как разность

$$S = H_{сп} - H_{с, мм}$$

Для откачки продуктивного раствора использовали следующие формулы

$$Q = 1,366 \cdot K_{\phi} \frac{H^2 - h^2}{\lg R - \lg r}, \quad (2)$$

где:

S - величина понижения уровня, см;

h - высота непониженного столба в скважине, см;

H - мощность слоя грунтовых вод, см;

R - радиус воронки, см;

r - радиус скважины, см.

Исходя из полученных результатов, была разработана компьютерная анимация с помощью которой можно управлять балансом откачки - закачки растворов рис. (4) из горизонта с низким напором на кровлю.

Исходя из математического моделирования установлены алгоритмы для изменения параметров отработки слабообводненных

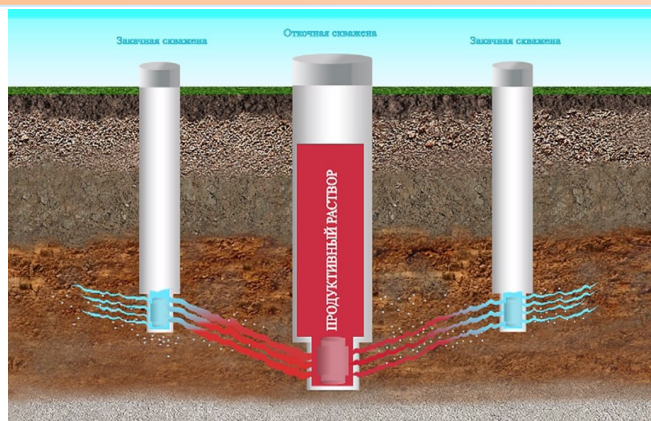


Рис.3. Разрез исследуемого объекта уранового месторождения Кендык-Тюбе с низким напором на кровлю

урановых руд. Поставленные величины фактических и полученных результатов доказывают, что на основе разработанной компьютерной анимации имеется возможность управления гидродинамическими режимами выщелачивания и прогнозирование дальнейшего состояния продуктивного горизонта в процессе выщелачивания низконапорного горизонта. Это даёт возможность управлять процессом исходя из прогнозных результатов и оценивать кинетику выщелачивания урана.

Имитационная компьютерная анимация была применена для исследования процесса отработки слабообводненных урановых руд месторождения Кендык-Тюбе Северного Рудоуправления.

Стеновыми испытаниями установлено:

- имеется прямая зависимость дебаланса технологических растворов в добычной единице с параметрами "депрессионной воронки";
- фильтрационные свойства рудоносного горизонта также имеют влияние на образование депрессии в зоне разгрузки пласта;
- разработанная на основе стенда анимационная модель позволяет визуально представлять и управлять гидродинамикой процесса ПВ урана.

Библиографический список:

1. Изашева С.П. «Геология» Учебное пособие. РИО ФГБОУ ВПО «ТюмГАСУ» Тюмень 2014г., 36 с.
2. Грабовников В.А. Геотехнологические исследования при разведке металлов. М., Недра, 1983, 120с.
3. Рекомендации по применению метода налива тяжелой жидкости для определения коэффициента фильтрации слабопроницаемых грунтов/ Производ. И-н-т. По инженерным изысканием-М. Стройиздат, 1983. 28с.

«ЦИФРОВОЙ» КЕРН

Нефть тармоғини рақамлаштиришни ривожлантириш кўрсатилган: бунинг йўлларида бири бўлиб “рақамли” керн технологияси ҳисобланади. Керн намунасининг томографиясини олиш ва кейинчалик виртуал моделини шакллантириш бўйича инновацион рақамли технологияси тавсифланган. Керн ғовақлари ва ёриқларини рақамли сканерлаш ва ифодалашда самардорлик ошиши тушунтириб берилган.

Таянч иборалар: рақамлаштириш, керн, тизим, томография, ички тузилиши.

Development of digitalization of oil branch is shown: one of which ways is the “digital” core. The innovative digital technology of removal of a tomography and the subsequent modeling of virtual model of a sample of a core is described.

Key words: digitalization, core, structure, tomography, internal structure.

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



Воробьев К.А.,
аспирант Российского
университета дружбы
народов



Цифровые услуги представляют собой совершенно новый сегмент мирового рынка, который в настоящее время довольно интенсивно развивается: его рост составляет порядка 50% в год. В целом, мировой рынок продуктов и услуг по исследованию образцов горных пород составляет величину 2 млрд. \$ в год, а в России этот показатель оценивается в 100 млн. \$.

В геологии цифровые услуги – это, прежде всего, «цифровой» керн [1]. Так, в настоящее время целесообразно осуществлять цифровое 3-х мерное моделирование внутренней структуры кернов (образцов горных пород, полученных в форме цилиндра в результате бурения).

Отметим, что традиционные методы исследования кернов обладают рядом серьезных недостатков [3]: они осуществляются в течение длительного периода времени (порядка полугода), дорогостоящи, и, как правило, приводят к определенному разрушению исследуемого образца. Поэтому в современных условиях повышения роли нетрадиционных нефтяных коллекторов (представляющих собой сложно построенные и неоднородные геологические структуры), при постоянном увеличении объемов трудноизвлекаемых запасов нефти и газа настоятельно требуется кардинальное усовершенствование имеющихся подходов к исследованию керна, существенно повышающих точность оценки фильтрационно-емкостных свойств пород [4].

Цифровые же технологии позволяют осуществлять необходимые исследования в томографической лаборатории без какого-либо разрушения изучаемого образца, после чего выполняется математическое моделирование и обеспечивается определение основных характеристик полученной модели. Этот процесс занимает от 1 недели до 1 месяца и позволяет создать достоверную внутреннюю модель керна (с точностью до 1 нм).

Сам процесс цифрового моделирования керна обеспечивается с помощью суперкомпьютера (рис. 1): на обычном ПК выигрыш во времени был бы недостижим и цифровые исследования горной породы занимали бы почти столько же времени, что и исследования традиционным способом. Набор снимков образца керна 5 мм в диаметре, длиной 20 мм полученный с разрешением 3,5 мкм занимает 40 Гбайт.

Выполнение числовых моделирований на единственном образце, составленном из 4 млрд. вокселей, требует применения суперкомпьютера. А определение только одной проницаемости потребовало бы 256 Гбайт памяти и свыше, чем 5000 часов центрального процессора обычного ПК что бы закончить расчет. Поэтому применение суперкомпьютеров с GPU является одним из наиболее эффективных решений для реализации технологии «цифровой» керн.



Рис. 1. Суперкомпьютер

Кроме существенного уменьшения времени исследования, цифровая технология позволяет измерять даже те параметры керна, которые были ранее принципиально недостижимы: в частности, можно получить показатель проницаемости каждого конкретного сегмента образца породы (даже если он – неправильной и довольно сложной формы).

При чем данный метод позволяет «видеть» керн буквально «насквозь», а также выявлять его внутренние нетипичные области и неоднородности (внешний визуальный осмотр образца часто не дает даже принципиальной возможности увидеть его внутренние особенности) [3]. Создаваемая на этой основе математическая же модель обеспечивает полноценное качественное и количественное определение показателей пористости керна, а также исследование статистики распределения имеющихся в нем трещин, проведение моделирования возможной миграции нефти и др.

Поэтому «цифровое» моделирование керна является весьма востребованным направлением обеспечения решения многих прикладных задач разведки (рис. 2) и добычи трудноизвлекаемых запасов нефти (применимое с высокой степенью эффективности, в том числе, и к сланцевой нефти, а также для нефтей баженовской свиты) [2].

Специфика цифровой технологии исследования керна состоит в том, что его поры и трещины, в которых потенциально могут находиться полезные ископаемые, имеют очень малые (существенно меньше микрона) размеры, а их внутренняя структура чрезвычайно разнообразна и сложна [2]. При этом необходимо отметить, что по запасам нефтей в низкопроницаемой (поры, в которых находятся углеводороды, зачастую составляют от 10 до 100 нанометров) баженовской свите Россия занимает первое место в мире.

Одним из сравнительно новых для нефтяной отрасли методов анализа горных пород, дополняющих и расширяющих возможности традиционных, является рентгеновская томография ядра, суть которой заключается в снятии томографии и последующем моделировании виртуальной 3-х мерной электронной модели образца ядра [3]. Далее обеспечивается определение основных физико-механических характеристик, сформированной математической модели.

Поэтому, когда обычно говорят про «цифровой» ядро (CoreFlow), то в основном имеют в виду исследование и результаты характеризующие структуру его порового пространства, полученные с помощью томографии (рис. 3). В последнее время, в такую модель еще добавили необходимые, для получения большей объективности и полноценности, данные по минералогии [3].



Рис. 2. Роль цифрового ядра

Рентгеновский микротомограф (РМТ) относится к современным рентгеновским аппаратам неразрушающего исследования пространственной структуры изучаемого объекта (в том числе – ядра). Суть рентгеновской микротомографии (рис. 4) сводится к получению значительного числа рентгеновских 2-х мерных проекций ядра и последующей их реконструкции в 3-х мерную модель [3].

При этом становится отчетливо (с очень высоким разрешением) видной внутренняя структура ядра, а кроме этого - имеющиеся между его зернами интерфейсы (рис. 5), также виден интерфейс между углеводородами и минеральной матрицей [3].

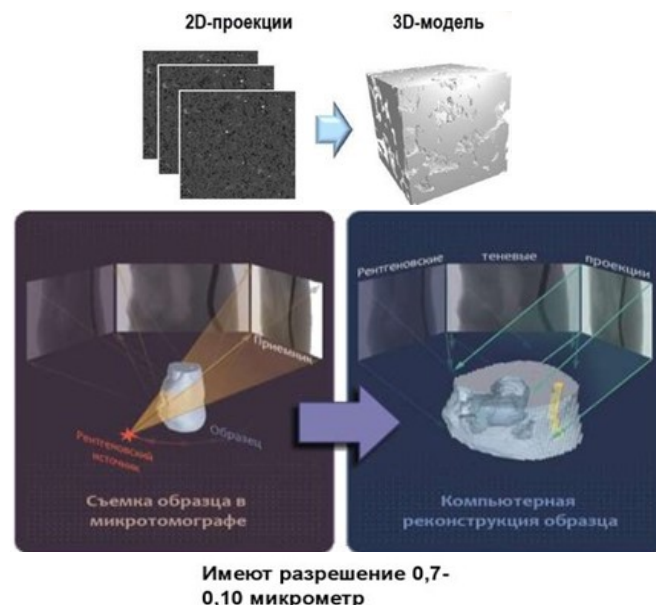
Данное техническое решение, используя современные технологии изучения внутренней структуры горных пород, для построения высококачественной цифровой модели посредством использования высокопроизводительных вычислительных систем, а также исследования быстрого и эффективного моделирования многофазного течения различных флюидов, позволяет весьма оперативно получать необходимую информацию о ключевых свойствах горных пород и одновременно тестировать эффективные технологии повышения нефтеотдачи пласта (коллектора).



Рис. 3. Рентгеновский томограф, для исследования полноразмерного ядра

В частности, с помощью такого аналитического оборудования можно получить следующие показатели и необходимую информацию [3]:

- первичной и вторичной пористости;
- трещиноватости;
- кавернозности;
- внутренней морфологии пористого пространства;
- характеристиках плотностных неоднородностей;
- флюидонасыщенности;
- проницаемости;
- динамики распределения флюидов;
- корреляции данных геофизики.



Образцы ядра	Уменьшение объекта исследований				
	Увеличение масштаба при построении модели				
	Полноразмерный	Стандартный	Малого диаметра	Кусочки	Микро кусочки
Диаметр образцов / разрешение	130 – 67 мм	38 - 25 мм	10 – 0.5 мм	0.2 – 0.05 мм	0.05 – 0.01
	500 – 350 μm	19 - 12 μm	5 – 0.3 μm	0.3 – 0.05 μm	<0.001 μm
Пример изображения					
	Macro-CT	Micro-CT	Micro-CT	Nano-CT	FIB-SEM

Рис. 4. Возможности рентгеновской микротомографии

При этом работать с «цифровым» ядром можно в нескольких (даже весьма удаленных) цифровых лабораториях одновременно — получаемые данные загружаются на «облачный» сервер, откуда они могут быть легко извлечены допущенным к этому оператором из любой точки мира через Интернет.

Исходя из существующего опыта практического применения метода рентгеновской томографии можно выделить несколько групп томографов, применяемых в исследовании ядра [4]:

- макротомографы (для исследования полноразмерного ядра);
- микротомографы с рабочим полем в несколько сантиметров (для исследования стандартного ядра);

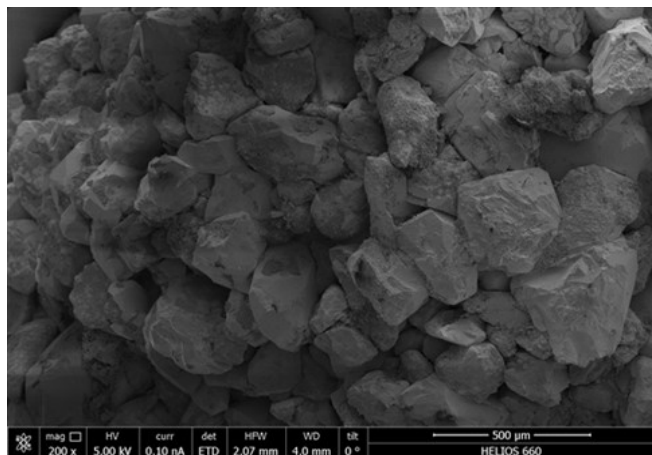


Рис. 5. Структура строения образца песчаника с глинистым цементом [2]

- нанотомаграфы, в некоторых случаях совмещенные со сканирующим электронным микроскопом (для изучения образцов в нескольких миллиметрах).

Довольно широко используются томографы российского производства, например, аппарат рентгеновской томографии НТЦ «Амплитуда» РТК-160. Однако, в связи с его фиксированным расстоянием от источника излучения до приемника этот аппарат позволяет проводить исследования только на образцах керна с диаметром 100 мм и высотой 1000 мм (полноразмерный керн) [4]. При этом разрешающая способность установки рентгеновской томографии РТК-160 составляет не более 0,4 мм. Модель подобного назначения существует и у производителя «Геологика» (РКТ-225-ПЛ), которая предназначена для томографии также полноразмерного керна.

Установки, предназначенные для томографического изучения проницаемости керна, выпускают многие производители. Примером может служить автоматизированная система рентгенографического исследования относительной проницаемости AXRP-300 производителя Corelab. Эта установка предназначена для получения данных об относительной проницаемости горных пород и измеряет насыщение водой непосредственно во время вытеснения нефти водой в стационарных и нестационарных состояниях в условиях пластового давления и температуры [4]. При этом насыщение водой измеряется как функция времени, скорости потока флюидов и длины по продольной оси керна.

Томографы серии Tomoscan фирмы Phillips используют систему сбора данных «rotate – rotate» («вращение – вращение»), в которой и источник рентгеновского излучения, и матрица детекторов вращаются вокруг исследуемого образца [4]. Непосредственно рентгеновская трубка смонтирована на аппаратном кольце, напротив матрицы, из радиационных детекторов. А само кольцо вращается вокруг сканируемого образца на 360°.

Близкие по конструкции томографы выпускают фирмы Toshiba и Siemens Somatom. Данная конфигурация делает подобные модели весьма удобными для исследования динамики движения флюидов в полноразмерном керне большой длины [4]. Ее основными достоинствами являются высокая скорость работы, возможность наблюдения движения флюидов в реальном времени, а также исследования керна в специальных рентгенопрозрачных установках, позволяющих моделировать различные пластовые условия. Недостатками является сравнительно низкое (около 0,5 мм) разрешение и ограничение размеров исследуемых образцов крупногабаритным полноразмерным керном.

Линейку промышленных макро- и микрофокусных томографов производит и американская компания General Electric. Эти модели оснащены самыми мощными (до 450 кВ) рентгеновскими трубками (модель v|tome|x L 450), что позволяет исследовать крупные объекты с высокой степенью поглощения [4]. Многие такие модели оснащены дополнительной рентгеновской трубкой и меняющим расстояние до исследуемого объекта детектором, что значительно повышает точность детализации получаемого изображения до 1 мкм.

Установки рентгеновской микротомографии производства компании Nikon Metrology обладают схожей конструкцией и функциональностью. В их модельном ряде присутствуют установки с максимальной мощностью (от 180 до 450 кВ) трубки, а также с возможностью применения дополнительной рентгеновской трубки и детекторов различного разрешения [4]. При чем система обработки рентгеновских изображений позволяет одновременно использовать несколько рабочих станций, что помогает разделить процессы реконструкции и дальнейшей работы с объемными моделями.

Некоторые модели аппаратов могут быть оборудованы дополнительными установками для осуществления барических и геомеханических исследований [4]. Одним из основных достоинств этих моделей является их универсальность, позволяющая проводить исследования как в макро-, так и в микрофокусном режиме.

Хорошо подходящим для исследований кернов является томограф XT H 225, имеющий рабочую разность потенциалов в диапазоне с верхним порогом не менее 210 кВ и конструкцией, позволяющей менять расстояние от рентгеновской трубки до приемника. Этот томограф может работать с образцами кернов широкого диапазона размеров [4]: от нескольких миллиметров в поперечнике и до полноразмерных образцов керна (включая стандартные образцы диаметром 30 мм).

Довольно широко используются модификации томографических систем Sky Scan американской корпорации Bruker. Их многие модели позиционируются как предназначенные для использования в исследованиях свойств и характеристик пород-коллекторов нефти и газа.

Модельный ряд наиболее широко используемых томографов представлен преимущественно системами с небольшим диапазоном (до 100 кВ) напряжения, что обуславливает небольшие размеры объектов исследования, однако позволяет их исследовать с высокой степенью разрешения [4]. Новые модели микротомографов Sky Scan (1272, 2211) значительно улучшили свои характеристики за счет увеличения размеров кабины и применения усовершенствованной схемы с 2-мя источниками рентгеновского излучения и перемещающихся детекторов высокого разрешения.

Применение данных технических решений позволило уменьшить размеры исследуемых объектов до долей микрона и одновременно сделало возможным изучение порового пространства пород с минимальными размерами пор [4].

Одним из ведущих производителей высокоразрешающих микро- и нанотомаграфов является компания Zeiss. Линейка томографов Xradia обладает оптической системой, позволяющей масштабировать получаемые изображения. Модель 810 Ultra, с минимальным разрешением в 50 нм, может быть дополнительно оборудована установкой, позволяющей проводить эксперименты на образцах, и имеет детектор, приближающий получаемые результаты к синхротронной томографии [4].

Кроме этого, в частности, используемые сервисы CoreFlow объединяют физический и цифровой анализ породы и жидкости, создавая электронную модель 3D-резервуара, которая позволяет осуществлять количественное моделирование динамики потока флюидов по нескольким сценариям [3]. Такой подход «все-в-одном» использует существующие физические лабораторные измерения для уточнения моделирования свойств и характеристик рабочего коллектора, что позволяет довольно точно измерять его относительную проницаемость, капиллярное давление, показатели извлечения нефти и другие необходимые параметры (рис. 6), которые весьма важны для обеспечения оптимальной разработки резервуаров.

Типичные схемы базовой аналитики, доступные через сервисы CoreFlow, включают в себя (рис. 7):

- сканирование и каротаж коллектора (пласта);
- визуализацию и анализ цифровых данных;
- сканирование керна посредством электронного микроскопа (SEM) и анализ полученных при этом данных;
- моделирование порового потока флюидов на основе прямой гидродинамики DHD.

Необходимо отметить, что при использовании цифровой технологии можно подготовить образец керна, визуализировать, описать (уже были проделаны первые эксперименты по полноценной 3-х мерной

минералогии, описанию минерального состава, не на срезах или шлифах, а в объеме исследуемого образца) и полноценно охарактеризовать его (рис. 8).

В итоге получают огромный массив цифровых данных и возможность в дальнейшем работать не с физическим образцом на прямую (который может разрушиться или оказаться так или иначе поврежденным), а уже с цифровой информацией.

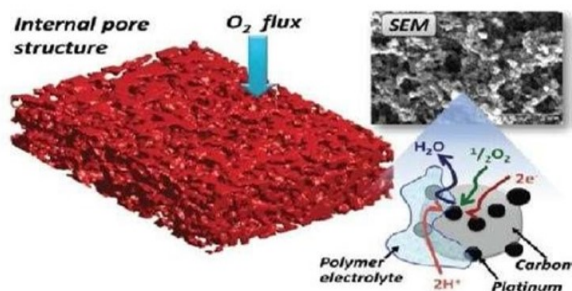


Рис. 6. Цифровой керн

Технологический процесс

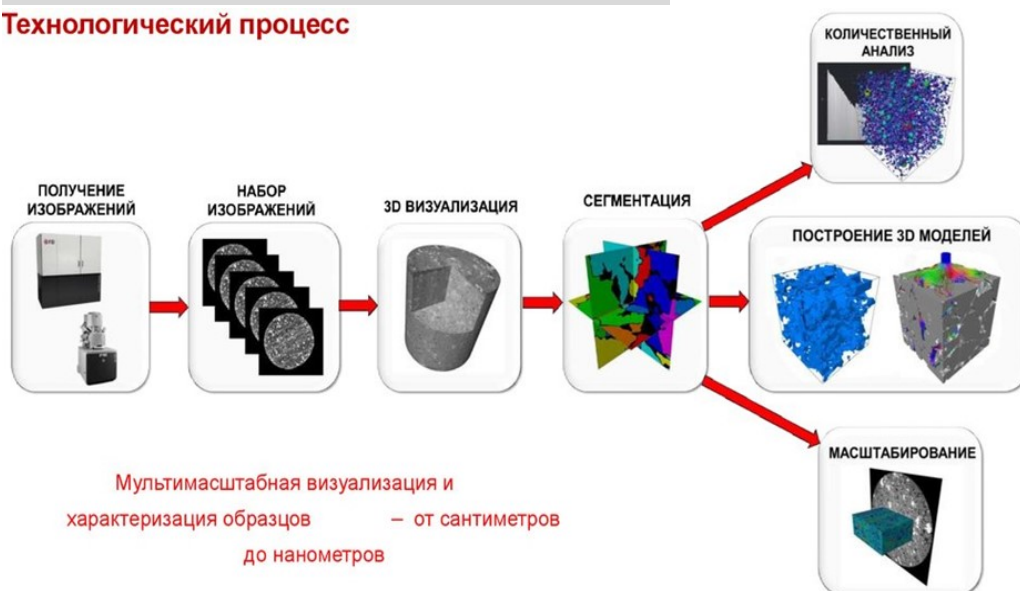


Рис. 7. Технологический процесс получения «цифровых» моделей

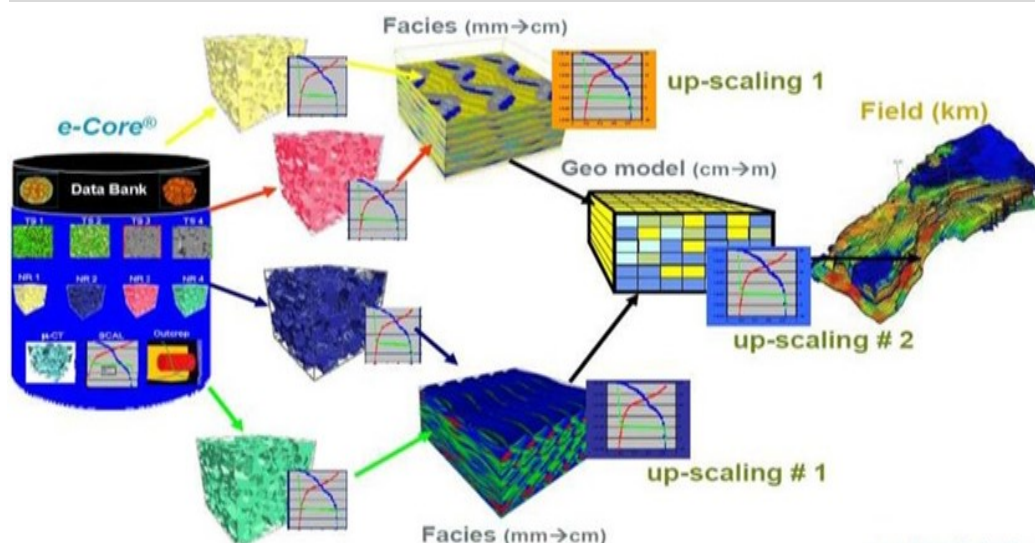


Рис. 8. Получение комплекса петрофизических свойств образца горной породы методом математического моделирования на основе 3D микромоделей [2]

Во всем мире развивают этот относительно новый и перспективный метод исследования кернов (в данном направлении успешно работают Ingrain и Lithicon, США, а также iRock Technologies, Китай), а в России он находится еще лишь на начальной стадии [2]. Хотя надо отметить, что российская компания «Системы для микроскопии и анализа» совместно с Тюменским научным нефтяным центром по заказу «Роснефти» уже провела серию пилотных проектов, а также приняла участие в исследованиях образцов баженовской и ачимовской нефтеносных свит (рис. 9).

Полноценное цифровое моделирование керна позволяет не только спрогнозировать количество углеводородов, которое может быть извлечено из того или иного месторождения, но и спланировать основные особенности совершенствования технологии их разработки [2]. Построив, с помощью методов мультимасштабной объемной микроскопии, максимально реалистичную 3-х мерную электронную модель можно получить весьма точные и интерактивные данные об интересующем пласте или всем месторождении в целом.

При этом технология «Цифровой» керн во многих случаях оказывается гораздо точнее традиционных (изучение шлифов и получение физических свойств породы в лабораторных условиях) методов исследований, а иногда она становится даже единственным способом

объективной оценки внутреннего строения и свойств породы [2]. Например, в случае с образцами баженовской нефтеносной свиты применение этого метода является единственным возможным методом оценки ее нанопористости, что позволяет уточнить количество нефти, содержащейся в данном типе пород.

Существуют также другие «проблемные» типы нефтяных коллекторов, для исследования которых также наиболее оптимально подходит цифровое моделирование керна [2]. К такому типу пород относятся породы с хрупкой структурой, в случае с которыми невозможно проведение лабораторных исследований и длительное хранение образцов.

Кроме этого технология «цифровой» керн позволяет проводить исследования на обломках образцов, шлама и прочих нестандартных образцах [2]. Это существенно облегчает задачу оценки свойств пород-коллекторов там, где количество и качество образцов ограничено (горизонтальное бурение, образцы из боковых грунтоносных и так далее).

Необходимо также отметить, что данная проблема весьма остро стоит и на арктических шельфовых месторождениях.

В частности, система DMT CoreScan® II позволяет производить детальный анализ геологических структур и исследовать свойства и характеристики существующей литофации

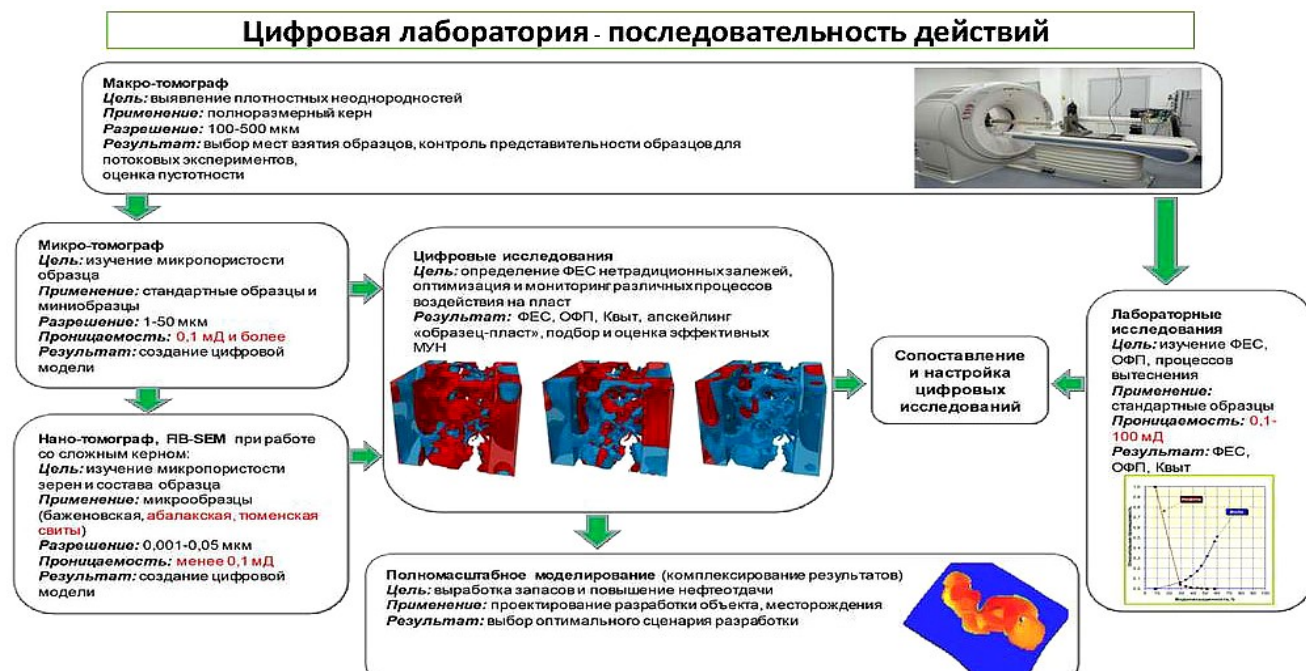


Рис. 9. Последовательность действий в цифровой лаборатории [2]

(рис. 10), а также помогает определять геологические параметры исследуемого нефтяного месторождения [2].

Поскольку используемое программное обеспечение позволяет довольно быстро получать необходимые изображения керна, иллюстрирующие его литологические и структурные свойства (с уменьшением масштаба вплоть до микрометрических значений), то можно практически почти сразу же производить их расшифровку.

Используя полностью интегрированный, автономный портативный сканер со встроенным ПК и цветной камерой высокого разрешения, можно получить и записывать изображения керна по всей окружности непосредственно на буровой площадке (производительность подобной системы составляет примерно от 1 до 1,5 минуты на метр

длины керна). Документируя буровые керны таким образом, можно постоянно пополнять цифровую библиотеку исследуемого нефтяного месторождения, так, чтобы любой участник проекта имел доступ к ней из любой точки мира через Интернет [2].

Основные конструктивные особенности такой системы [2]:

Получение цифровых изображений, хранение, ориентирование, и документирование данных по полной окружности (360°) для круглых кернов, а также для отщепленных кернов и кернов в коробках.

Система управления данными в виде изображений (для создания цифровой библиотеки буровых кернов).

Интеграция CoreLog в геологические профили (путем непрерывного комбинирования кернов).

Определение структурной ориентации с привязкой к данным геофизических исследований (BHTV/FMI).

Оценка геологических структур при помощи датчиков (залежание, расщепление, трещины, сдвиги, прожилки и т.д.).

Оценка истинной глубины, простирания и падения исследуемых структур.

Оценка геомеханических параметров.

Разграничение фаз минералов.

Распределение и анализ гранулометрического состава.

Анализ пористости.

Управление и обеспечение качества.

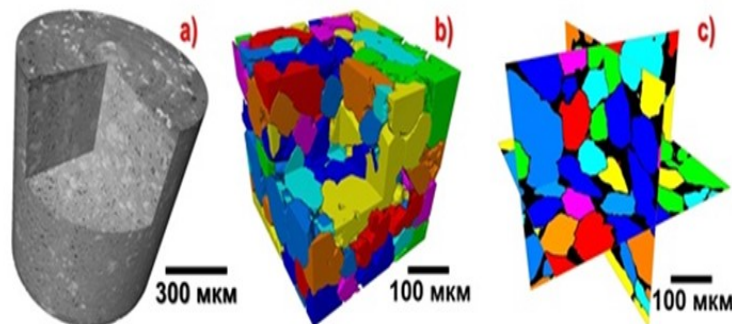


Рис. 10. А) Модель керна терригенного коллектора; Б) 3D-модель отдельных зёрен песчаника; В) Поперечные сечения модели песчаника на этапе разделения на отдельные зерна

Библиографический список:

1. Воробьев А.Е., Балыхин Г.А., Гладуш А.Д. Основы техногенного воспроизводства нефти, горючего газа и угля в литосфере. РУДН, Москва, 2006. 334 с.
2. Запущена уникальная лаборатория «Цифровой керн» // <https://sk.ru/news/b/news/archive/2016/03/17/zapuschnaya-unikalnaya-laboratoriya-cifrovoy-kern.aspx>.
3. Новое направление «Цифровой керн» // <https://ppt-online.org/304816>.
4. Савицкий Я.В. Современные возможности метода рентгеновской томографии при исследовании керна нефтяных и газовых месторождений // Вестник ПНИПУ. Геология. Нефтегазовое и горное дело № 15. 2015. С. 28-37.

ПЕРСПЕКТИВЫ АЛМАЗОНОСНОСТИ ЧАТКАЛО-КУРАМИНСКОЙ ЗОНЫ И СОПРЕДЕЛЬНЫХ ТЕРРИТОРИЙ, УЗБЕКИСТАН

Жанубий ва ўрта Тянь-Шань ҳарорат ва босим тез ўзгариши кузатиладиган олмоснинг фаоллашуви вужудга келувчан о (Қўшмонсой диатремаси) роген ҳудудлар сифатида характерланади. Ишқорий ичкиқатламли K_1 базальтоидлар ҳамда куйи протерозой эклогит сифатли тузилмаларнинг вужудга келиши билан, ассоциялашган альпинотипли ультрабазитлар мажмуи Ўзбекистон келажагида олмосларнинг вужудга келишида туб бурилиш яшаш бўйича қадимий фаоллашган ҳудудга киради.

Таянч иборалар: лампроитлар, ишқорли базальтоидлар, олмослар, олмосли карбонатитлар, ксенолитлар, муссанитлар.

The Middle and South Tien Shan as orogenic regions with accompanying sharp changes in temperature and pressure (Koshmansai diatreme) are characterized by conditions for the formation of diamond manifestations. Prospects of Uzbekistan for radical manifestations of diamonds are assigned to the activated regions of the Archean (?) With manifestations of Lower Proterozoic eclogite-like formations with a complex of associated alpinotype ultrabasites, as well as alkaline intraplate basaltoids, K_1 .

Key words: lamproites, alkaline basaltoids, diamonds, diamondiferous carbonatites, xenoliths, moissanites.

Азизов А.М.
начальник отдела
Агентства по драгоценным
металлам при Центральном
банке Узбекистана



Юсупов Р.Г.,
«ННО Ветеран геологии»
Госкомгеологии
Узбекистан,
к. г.-м. н.



Фатхуллаев Ш.Д.,
«ННО Ветеран геологии»
Госкомгеологии
Узбекистан,
д. г.-м. н.



В.А. Обручев, Х.М. Абдуллаев, А.С. Уклонский, В.И. Гарьковец, Я.С. Висьневский, Е.Н. Горечкая, Г.Ю. Алферов, Т.С. Тимофеева, Е.А. Головкин, Ф.К. Диваев, К.М. Крамская, Ш.А. Муминов и др. исследователи геологии Узбекистана и сопредельных территорий важное значение отдавали перспективам находки в Узбекистане некимберлитовых типов коренных проявлений алмазов. А.С. Уклонский [1] возможную алмазаносность Узбекистана связывал с развитием кимберлитового типа магматизма с комплексом сопутствующих трубок взрыва. Прямые находки коренных проявлений алмазов связаны с именами И.В. Мушкина, М.И. Новгородовой, М.А. Ахмедова, В.Ф. Базиля, Р.И. Ярославского, Е.А. Головкин, Ф.К. Диваева и др.

Акцессорные (кубические) карбиды кремния в сростании с алмазом [2] отмечается в гранат-амфиболитовых гнейсах докембрия Южного Гиссара (Чакчар), в которых карбиды кремния сростаются с алмазом, ассоциируют с графитом, корундом, гранатом, хромшпинелидами и др. М.И. Новгородова и Р.Г. Юсупов (1983-1985 гг.) в лампроитовой трубке Кошмансай («Интернациональная», Срединный Тянь-Шань) произвели открытие коренных проявлений алмазов. М.А. Ахмедов (1973-1984 гг.) в породах базанитового комплекса (Шавкатли, Чаткальские горы) установил присутствие знаков алмазов. В перспективе территория Узбекистана становится значимой на практическую алмазаносность.

Новые данные [3-9] по ультрабазитам орогенных областей показывают, что с ними характерны проявления акцессорной алмазаносности, практическая значимость которых пока остаются сравнительно невысокими [5,9]. В зонах глубинных трансформных разломов, разграничивающих структурно-формационные зоны и подзоны, размещаются альпинотипные интрузии (габброиды, верлиты и гарцбургиты с оливином) со взаимосвязями с габбро-перидотитами, а также кремнисто-диабазовыми и спилито-кератофировыми формациями. Габбро-перидотиты являются продуктами ультраосновных выплавок, в Южном Тянь-Шане [10,11] состоят в основном из аподунитовых и апогарцбургитовых серпентинитов с бастит-хризолитовыми, хризолитовыми, антигорт-карбонатизированными преобразованиями. В Северном Нуратау, Юго-Восточной Фергане серпентинизированные ультрабазиты и пикри-

товые порфириды из оливина, титан-авгита и рудных минералов с апатитом также содержат сопутствующую платиноносность. Породы характеризуются акцессорно-минеральной специализацией на хромшпинелиды с участием корунда, карбидов кремния и железа, группы акцессорных (самородные металлы Fe, Au, Cu и др. и их интерметаллиды) минералов. В рассматриваемых интрузивных породах (ультрабазиты, фации куполов, крупных останцах кровли, глубинных ксенолитах, зона экзоконтактов) присутствуют алмазы в знаковых количествах. В Северном Нуратау и Букантау, районе Кокпатаса ультрабазиты ассоциируют с пикритами, щелочно-ультраосновными породами и серией трубок взрыва [12]. В трубках взрыва характерны проявления пикритов и серпентинитов, центральные части трубок состоят из щелочных меланократовых габброидов и кимберлитов.

Исследователи [11,13-14] придерживаются однозначных представлений относительно возраста и условий формирования, альпинотипных ультрабазитов. Эксперименты (давления 8-12 кбар) [10] воздействий при прорывах альпинотипных интрузий ультрабазитами показывают, что в пределах Южноферганского-Кызылкумского офиолитового пояса ультрабазиты активно воздействуют на вмещающие горные породы. Возрастная рамка серпентинизации пород [13] байсунской серии габбро-амфиболитов Кассана, Султануздага и др. – раннедокембрийская; серпентиниты, пространственно ассоциированные с зеленокаменной толщей Кана и Северной Ферганы – позднекембрийская; додевонская (Байсунтау, Южная Фергана); основная часть офиолитовой полосы – Юго-Востока Ферганы (Букантау, Гиссар, Кан) – нижне- и среднекаменноугольная.

На ультраосновные и основные породы Чаткало-Кураминской зон приходится 3-4% от общего объема магматитов (габбро-перидотит-анортозитовый, S_1 шавазский комплекс [14]). В составе шавазского комплекса участвуют верлиты, габброиды, анортозиты, троктолиты, горнблендиты и др. Породы шавазского комплекса продуктивны на железорудную металлоносность (Fe-Ti, Cr, Fe-Cu, Bi и др.), апатитоносность, платиноносность (Fe-Au, AgRh), диарсенидно-сереброрудную (гидротермальную) рудность.

Щелочно-базальтоидная формация. Калиевые щелочные базальтоиды, при сравнительно широкой распространенности, обособляют Чаткало-Кураминскую от Нарыно-Большекаратауской зон, охватывают Южно-Гиссарскую, Гиссаро-Алайскую, Нуратинскую и Букантаускую ареальные субпровинции. Сводо- и рифтообразование, сопутствующие щелочно-базальтоидным проявлениям магматизма [15] сопутствуют необычайно высокие значения летучих компонентов. В рифее-венде закладывается рифтовая тектоника, которая развивается в ордовике, силуре-девоне и верхнем палеозое [16-18]. Посторогенным или эпигорогенным стадиям развития Тянь-Шаня принадлежат системы рифтов, которые образуют пространственные связи с Курамино-Ферганским, Каракумо-Таджикским краевыми стабильными массивами и др. На этих глубинных структурах характерен повышенный тепловой поток, рассматриваемый показателем термального состояния коры и мантии в целом.

Калиевые щелочные базальтоиды (K_2O , $Na_2O+K_2O \geq 0,75$), выделяются умеренной кремнеземистостью, сравнительно низкими показателями глиноземистости, а также сравнительно повышенными значениями MgO , TiO_2 , K_2O . В породах концентрация K_2O соотносится (превышает или близка) с величиной Al_2O_3 при низких показателях содержания натрия. Т.Сахама [19] аналогичные базальтоиды параллелизируют с лампроитами орендитовой группы. В Курамино-Ферганском массиве мезозой-кайнозойские рифтовые структуры северо-восточных направлений [20] контролируют калиевые щелочные базальтоиды. В лампроитовых трубках эруптивные брекчи на витровулканитовом цементе характеризуются преобладанием объема стекла над кристаллической фазой вкрапленников. Вкрапленники сложены из лейцита, флогопита, оливина, диопсида, калиевого рихтерита, санидина и др., которые служат классификационным каркасом лампроитовых магматических пород.

Кошмансайская «Интернациональная» лампроитовая диатрема (Чаткальская зона) сложена из оливин-флогопитового материала. Другие диатремы – «Палатхон», «Тереклисай» и др. сравнительно с «Интернациональной» более эродированы, их диаметры сечений 500-600 м и более. Для пород характерно недосыщенность кремнеземом, отмечается разнообразие и более обильное присутствие минералов вкрапленников. С глубинами эрозийных срезов лампроитовых трубок происходит смена пород орендитовой группы на волжидитовую.

В лампроитовых диатремах прямое обнаружение алмаза (табл., рис.) характерно для пород орендитовой и хамилитовой групп. Их типовые наборы акцессорных минералов (Кошмансай – «Интернациональный», Ю.Букантау – «Карашахо») сравнительно сходны, складываются участием акцессорных гранатов, хромшпинелидов, минералов псевдобрукит-прайдеритовой серий, собственно алмаза, корунда, муассанита, самородных минералов (Fe, Cr, Co, Au, Cu и др.), карбидов Fe, Ti, Si и др. Минералы свободного и связанного (карбиды) углерода (алмазы, графиты, углеводородные вещества, карбиды металлов и неметаллов) ассоциируют с высокобарными и тугоплавкими минералами – силициды металлов, самородные Si, Fe, Cr и др. В хамрабаевите, мавляновите, когените, муассоните и др. присутствуют включения графита (листоватые, чешуйчатые выделения – от менее 1,0 до 1,5 мм).

Значительно насыщены глубинным углеродом (20,22,24,25) верхнепалеозойские (от C_1 до C_{2-3} и P_1) вулканоплутонические ассоциации, а также постколлизонная (P_1) трахибазальт-габбромонцитонитовая ассоциация и внутриплитные (K_1) калиевые щелочные базальтоиды. Глубинный углерод по изотопному составу варьирует от -3,0 до -8,0 ‰ δC^{13} [25]. Глубинная тепловая активизация субстрата мантии сепарирует газово-жидкие потоки, формируются флюидные системы при оксидирующем участии CO_2 .

Гидридный исходный водородно-мантийный (лампроито-образующий) флюид, «самоокисля-ясь» (отрабатываясь) обогащается N_2 , CO , CO_2 , H_2O и др. компонентами, на основе которых формируются магматогенные (альвикиты, бефорситы, анкеритсидериты и др.) карбонатные производные. В них формы нахождения глубинного углерода, кроме собственных минералов (графит, алмаз), участвуют муассаниты, когениты, карбиды титана, карбонаты Ca, Sr, REE и др.

Лампроитоподобные породы (калиевые-щелочные базальтоиды и их туфы, камптомончикиты, долериты и др.), K_1 (Кошмансай, Чаткальская зона) – постколлизонные (внутриплитные) магматические образования, кроме известных (от гарцбургитов, шпинелевых перцолитов до верлитов и клинопироксенитов, Х.Д. Ишбаев, 2016), содержат автолиты (антилогенные) вулканоплутоногенные породы (орендиты, камптониты, камафугиты, гранулиты, пироксенолиты и др.). Ксенолиты по составам и размерам (известняки, D_3-C_1 , вулканоплутоногенные породы обрамления диатремы, гнейсы, сланцы, кварциты, роговики, вебстериты, клинопироксены и др.) формируют неотсортированные наборы [25].

Калиевые щелочные базальтоиды [22] представляют поздние выплавки глубинных (мантийных) магматических расплавов, размещение которых контролируют линеаменты и грабен-рифтовые структуры, по которым проникают производные дегазации мантии. Породы в значимых количествах накапливают калий (ситуация ультракалийевой щелочности) – основа индикации лампроитовых диатрем АГСМ-съемкой [24]. Площади распространения лампроитовых диатрем характеризуются низкими показателями содержания урана и тория («докларковые уран и торий, резко надкларковый калий»). Радиоизотоп калия (K^{40}) элемент-индикатор на алмазоносность территорий и на распространение калиевых щелочных базальтоидов.

Алмазы [21] из оливин-диопсид-флогопитовых лампроитов (орендиты) основного и ультраосновного составов (хумелиты) – карашохинские лампроиты ассоциируют с пироксеном, оливином, пироксен-флогопит-биотитом, калиевым полевым шпатом, среди которых микрзернистые пироксеновые лампроиты принадлежат к наиболее значимо алмазоносным образованиям.

Южно-Тяньшаньские [21] калиевые щелочные базальтоиды [22] отличаются от Курамино-Ферганских по петрохимическим показателям: Южно-Тяньшаньские содержат признаки щелочных базальтоидов и кимберлитов, принадлежат к трахибазальтовым, камптонит-мончикитовым, тералит-бекинкинитовым и лимбургитовым породным группам (дайковые тела и диатремы [23]). Диатремы пикритовых порфиритов содержат мантийные (ультраосновные) включения (шпинеливые перидотиты, клинопироксениты и др.), а также эклогиты и породы (лейкократовые граниты с включениями гранатов) гранулитовой фации. Геологический возраст породных групп – посленижнетриасовый. Калиевые щелочные базальтоиды Южного Тянь-Шаня принадлежат к петроассоциации из щелочно-базальтоидных формаций активизированных областей. Щелочные базальтоиды как правило, содержат богатые включения глубинных (мантийных) типов горных пород, выделяются сравнительно повышенными содержаниями калия и магния, а также довольно высокими показателями кальциевости и глиноземистости [23].

Алмазоносные меланократовые карбонатиты [22]. Карбонатиты сложены из кальцита, пироксена, биотита, мелилита, граната, апатита, магнетита, на основе которых производится типизация их с выделением биотит-пироксенитовых, биотит-гранатовых, пироксен-гранатовых, мелилит-пироксенитовых, биотитовых и анхимоминерально-кальциевых ассоциаций. А.В. Головкин и Ф.К. Диваев [21] акцессорные минеральные разнообразие (апатиты, гранаты, хромшпинелиды, магнетиты, титаниты, цирконы, рутилы, бариты, муассаниты, корунды, самородные золото и серебро, свинец, графиты, алмазы) пород связывают все минеральные типы карбонатитов с их алмазоносностью, кроме мелилит-пироксеновых и анхимоминеральных (кальцитовых) типов. Условия формирования алмазов – низкобарические, протекают в обстановке воздействия газофлюидных потоков из магматической камеры.

Архей (?) – нижнепротерозойские метаморфические комплексы являются преимущественно производными фации зеленых сланцев, распространены сравнительно широко. Породы высокотемпературного диафореза состоят из гранат-амфиболитовых гнейсов, гранатосодержащих габбро-амфиболитов и др., сравнительное сходство проявляют с алмазоносными эклогитами. Метаморфический комплекс докембрия Юго-Западных отрогов Гиссарского хребта (Чакчар, Байсунтау, Сурхантау, айлянгарская свита) богато (до 75% объема свиты) представлена породами высокотемпературного диафореза (толеитовые базальты). Акцессорные минералы пород состоят из корунда, хромшпинелидов, муассанитов, гранатов, самородных металлов

(Fe, Si и др.). В эклогитах офиолитовых поясов, независимо от геолого-тектонической приуроченности [4], присутствуют выделения алмазов.

Таким образом:

1. Перспективы Узбекистана на коренные проявления алмаза возлагаются на активизированные области архея (?) с проявлениями нижнепротерозойских эклогитоподобных образований с комплексом сопутствующих альпинотипных ультрабазитов, а также щелочные внутриплитные базальтоиды, K_1 .

2. Глубинные разломы Срединного и Южного Тянь-Шаня контролируют интрузии ультрабазитов, щелочные базальтоиды (толеитовые), щелочноземельные андезиты и др., охватывают эпиплатформенные калиевые (щелочные) базальтоиды. По этим линейным региональным грабен-рифтовым структурам глубокого (мантийного) заложения совершаются подъёмы мантийных (восстановленных) флюидных систем, происходят попутные преобразования (высокотемпературный диафорез) вмещающих пород в эклогито- и гранулитовые комплексы. Породы фации ультрамафитов, экзоконтакты, крупных останцов кровли с глубинными (мантийными) ксенолитами и признаками глубоких преобразований образуют группу алмазоносных пород. К перспективным на алма-

зоносность горным породам принадлежат гранат-амфиболитовые гнейсы, габбро-амфиболиты, гранатосодержащие эклогиты и др.

3. Чаткальский и Кураминский ареалы внутриплитных калиевых щелочных базальтоидов лампроитовой (лампроиты орендитовой группы) серии проявляют сравнительную близость с алмазоносными прототипами Западной Австралии с признаками некоторых отличий [23]: 1) геологической автономностью; высококалевой щелочностью, значениями магнетизма и кальциевого; 2) распространением глубинных (мантийных) ксенолитов и ксенокристаллов; 3) комплексом включений в составы пород термо- и барофильных акцессорных минералов; 4) ассоциациями из пород шошонит-латитовой (шошониты, лейцит-тефриты, лампрофиты, оливиниты, трахибазальты и др.) серий. Внутриплитный лампроитовый магматизм (внутриплитные калиевые щелочные базальтоиды), K_1 обладают продуктивностью на алмазы (диатремы Кошмансай, Интернациональная).

4. В истории геологического развития Нарыно-Большекаратауской, Южно-Гиссарской, Гиссаро-Алайской, Нураино-Букантауской ареалов магматизма обособляются значимо алмазоносные горные породы (алмазоносные пикриты, лампроиты, камптонит-мончикиты), образующие ресурсные потенциалы на алмазы.

Библиографический список:

1. Уклонский А.С. Минералогия и геохимия в Узбекистане за 50 лет Советской власти// «Труды ТашГУ», -Ташкент, 1968, вып.337, -С.3-19.
2. Новгородова М.И. Кубичекский карбид кремния в сростании с графитом и алмазом из мумие// «ДАН СССР», 1984, т.227, №5, -С.1222-1227.
3. Ефимов И.А. Древнейшие породы Казахстана и Северной Киргизии// Автореф.докт.дисс.,-Алма-Ата: АН КазССР, 1972,-С.41.
4. Ефимов И.А. Эклогиты гнейсово-сланцевых комплексов докембрия Кокчетавского срединного массива как тектонические отторженцы вещества мантии Земли// «Проблемы геологии месторождений полезных ископаемых Казахстана», -Алма-Ата: ОнтиКазИМС, 1978.-С.89-102.
5. Каминский Ф.В., Ваганова В.И. Петрологические предпосылки алмазоносности альпинотипных ультрабазитов//«Изв. АН СССР», сер.геол., 1976, №6,-С.35-47.
6. Геворкян Р.Г., Гуркина Г.А., Каминский Ф.В. Новый политип муассанита, обнаруженный в Армении// «Магматизм и металлогения Армянской ССР», Ереван, 1974,-С.106-110.
7. Шило Н.А., Каминский Ф.В., Паланджян С.А. и др. Первые находки алмазов в альпинотипных ультрабазитах Северо-Востока ССР// «Доклады АН ССР», 1978, т.241,-С.935-936.
8. Шило Н.А., Каминский Ф.В., Лаврова Л.Д. Первая находка алмаза в ультрамафитах Камчатки// «ДАН ССР», 1979, т.248, №5,-С.1211-1214.
9. Каминский Ф.В. Алмазоносность некимберлитовых изверженных пород, М.: «Недра», 1984,-167с.
10. Муминов Ш.А. Петролого-геохимические особенности и рудоносность основных и ультраосновных пород юго-восточной Ферганы. Автореф.канд.дисс.,-Ташкент: АН УзССР, 1973,-25с.
11. Хамрабаев И.Х., Баранов В.В., Висьневский Я.С., Муминов Ш.А. Офиолитовые пояса Средней Азии// Тезисы докл.международ. симпозиума «Офиолиты в земной коре», -М., 1973,-С.55-57.
12. Шпотова Л.В., Ушаков В.Н. Палеозойский щелочно-базальтоидный вулканизм Южного Тянь-Шаня,-Ташкент: «ФАН» 1981 г. 160 с.
13. Ахмеджанов М.А., Борисов О.М. Тектоника докембрийских образований Срединного и Южного Тянь-Шаня,-Ташкент: «ФАН», 1977,176 с.
14. Рафиков Я.М., Юсупов Р.Г., Мусаев А.А. Ультрабазит-базитовые интрузии и их рудоносность Ангренской подзоны (Кураминская активная континентальная окраина, Срединный Тянь-Шань)// Третья межд.конф. «Екатеринбурге»: УФ АН РФ, 2009,-С.145-149.
15. Бейли Д.К. Континентальное рифтообразование и щелочной магматизм// «Щелочные породы», -М.: «Мир», 1976,-С.169-184.
16. Зунунов Ф.Х., Эргашев Т. О рифтовых структурах// «Земная кора Узбекистана», -Т.: «Фан», 1974,-С.61-63.
17. Абдуллаев Р.Н., Далимов Т.Н. О явлениях дистрикции в фундаменте герцинид Южного Тянь-Шаня// «Узб.геол.ж.», 1979, №3,-С.53-59.
18. Далимов Т.Н., Рафиков Я.М., Ганиев И.Н. О явлениях рифтогенеза в верхнем палеозое Чаткало-Кураминских гор// «Узб.геол.ж.», 1984, №3,-С.14-22.
19. Сахама Т. Калиевые щелочные породы// «Щелочные породы», М.: «МИР», 1976,-С.112-127.
20. Юсупов Р.Г., Раджабов Ф.Ф., Саидгариев Р.Х., Туранов А.У. Минералого-геохимические особенности рифтогенного магматизма Чаткало-Кураминских гор// Записки Узб. отд. ВМО, Ташкент: «Фан», 1985, вып.38,-С.110-113.
21. Головкин А.В., Диваев Ф.К. Некимберлитовые алмазоносные породы Узбекистана и степень их изученности// Актуальные проблемы геологии и геофизики.-Мат.науч.конф.,-Т.: «Фан», 2007,-С.254-261.
22. Юсупов Р.Г., Рафиков Я.М. Лампроитовый магматизм и его рудоносность (Срединный Тянь-Шань)// Отечественная геология, 2012, №4,-С.56-62.
23. Мушкин И.В. Петрология верхней мантии Южного Тянь-Шаня,-Т.: «Фан», 1979,-124с.
24. Юсупов Р.Г. Алмазы орогенных областей, геохимические особенности и акцессорно-минеральные парагенезисы (Срединный и Южный Тянь-Шань)// Геохимия, 1993, №6,-С.852-861.
25. Юсупов Р.Г., Фатхуллаев Ш.Д., Игамбердиев Э.Э. Верхнепалеозойские вулканоплутонические ассоциации: ксенолиты, оруденение и научно-практический статус (Срединный Тянь-Шань)// Геология и минер. ресурсы, 2017, №6,-С.9-16.
26. Портнов А.М. Флюидный диапиризм и генезис алмазов в кимберлитах. — Бюл.Моск. общ-ва испытателей природы. Отд.геол., 1984, т.59, вып.6 — С.42-50.

РОССЫПНОЕ ЗОЛОТО КАК ОБЪЕКТ ИНДИВИДУАЛЬНОЙ СТАРАТЕЛЬСКОЙ ДОБЫЧИ

Мақолада Ўзбекистон сочма олтин конлари якка тартибда олтин йувиб олувчилар учун фаолият йурутиш манбаи. Сочма олтин ҳосил бўлиш шароити санктсияланмаган қозиб чиқариш «Ер ҳақидаги қонунга» ўзгартириш киритиш, тақлифлар.

Таянч иборалар: сочма олтин, кон, якка тартибда, қозиб чиқариш.

Placer gold deposits as an object of individual production. Alluvial deposit, unauthorised mining, amendment of the Subsoil Law.

Key words: Alluvial gold, deposits, individual production.

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



Индивидуальная старательская добыча золота во многих странах мира производится по лицензиям, но только на участках недр местного значения, не являющихся объектами промышленной разработки. Следовательно, индивидуальным старательским способом могут разрабатываться участки недр с россыпной минерализацией золота, не включенные в Государственный кадастр месторождений и проявлений полезных ископаемых, расположенных в труднодоступных местах и удаленных от населенных пунктов не крупных по запасам россыпных рудопоявлений золота. В настоящее время в соседних государствах (Россия, Казахстан, Киргизия) планируется переход на государственное регулирование индивидуальной старательской добычи и дополнительное производство драгоценных металлов. Принимаются «нормативно-правовые акты» и законодательное обеспечение. Законодательство Республики Узбекистан разрешает добычу драгоценных металлов только организациям – юридическим лицам. Однако в Республике прорабатывается вопрос о необходимости внесения в законодательство правовых норм о предоставлении права на добычу драгоценных металлов индивидуальным предпринимателям – гражданам Узбекской Республики. Не секрет, что частной незаконной золотодобычей в нашей стране занимаются многие, «исключив» месторождения коренного золота, учитываемого в Государственном балансе, как МСБ (минерально-сырьевая база) горно-металлургических комбинатов (на Кызылкумском, Нуратинском, Самаркандском и Приташкентском регионах). Все это происходит из-за роста безработицы в отдаленных и в приравненных к нему районах. Государству нужен Закон «О вольноприносительстве».

Основными аргументами в защиту принятия закона о свободной добыче золота могут быть:

Появление дополнительных рабочих мест. Особенно, это актуально для отдельных регионов, в которых золото было и остается единственным источником дохода в семье.

Необходимость исключения возможности скрытого несанкционированного старательства и теневого оборота золота.

Важность решения наиболее полного и рационального использования неучтенных и нерентабельных запасов и ресурсов ликвидного сырья.

Требуется уточнить, какое золото может быть объектом старательской индивидуальной добычи. Государственный баланс запасов полезных ископаемых Республики Узбекистан (далее Госбаланс) [1] учитывает:

- коренные месторождения золота и серебра.
- россыпные месторождения золота.
- комплексные месторождения золотосодержащих руд цветных металлов.

Первичными являются коренные и комплексные месторождения, образовавшиеся в результате магматических процессов. В магме Земли, в отличие от коры, содержится повышенная концентрация золота. В результате магматической (в том числе вулканической) активности потоки магмы вырываются на поверхность.

Магма представляет собой расплав различных соединений, температура плавления которых сильно различается. После прорыва на

поверхность, магма начинает остывать. Первыми кристаллизуются тугоплавкие вещества, которые при достаточно высоких температурах переходят в твердое состояние. Однако внутри застывшей магмы продолжает циркулировать подвижная масса более легкоплавких соединений. Через разломы и трещины остывшей магмы этот расплав внедряется в окружающую породу, формируя жилы. Внутри них, в свою очередь циркулируют образовавшиеся из пара горячие растворы солей, содержащие золото. В итоге, при полном остывании, золото кристаллизуется внутри жилы или внутри минерализованных зон в чистом виде или в сульфидных минералах в связанном виде.

Следует понимать, что при выбросе и остывании магмы происходит огромное количество различных реакций. В них вовлекаются как вещества самой магмы, так и минералы из вмещающих магму пород земной коры, а также вода. Ход процесса и финальный состав соединений, получившихся в результате полного остывания магмы, может различаться. Таким образом, первичные месторождения золота могут генерироваться несколькими путями. Однако они всегда связаны с магматическими процессами, образовав масштабные золото-кварцевые жилы, минерализованные зоны и штокерки [2]. Следовательно, учтенные Госбалансом первичные месторождения золота не могут быть объектами индивидуальной старательской добычи, так как они являются основной базой МСБ горноперерабатывающих комплексов [3].

Коренные (первичные) золоторудные месторождения и рудопоявления Республики Узбекистан концентрируются главным образом в трех металлогенических зонах: Кураминской (восточный Узбекистан) и Зарафшано-Туркестанской, Южно-Букантауской, в меньшей степени в Туркестано-Алайской и Зарафшано-Алайской и еще в меньшей – в Катармайской и Северо-Букантауской зонах (Кызылкумо-Нуратинский регион западный Узбекистан). В Чаткало-Кураминском регионе, в Чаткальской подзоне, известно порядка 16, а Кураминской подзоне около 70 значимых проявлений золоторудных формаций: золото-кварцевый, золото-сульфидно-кварцевый, золото-сульфидный и золото-россыпной. В Зарафшано-Туркестанской зоне насчитывается 291, а в Южно-Букантауской – 80, в Туркестано-Алайской – 7, в Катармайской – 82 и Северо-Букантауской около 15 месторождений и значимых проявлений золота.

Кызылкумо-Нуратинский регион представляет значительную часть (около 70 тыс. кв. км) территории Западного Узбекистана. Обнаженные участки (около 10%) – невысокие (менее 1000 м над уровнем моря) гряды Кызылкумской пустыни – Букунтау, Тамдытау, Ауминзатау, Бельтау, Кульджуктау сменяются к востоку среднегорьем (до 1200 м) хребтов Северного и южного Нуратау. Регион входит в крупную горную систему Южного Тяньшаня, протяженностью от Арала к восточным границам Узбекистана и уходящую в Таджикистан, Кыргызстан и Китай.

Практически все месторождения Узбекистана сформировались в герцинскую эпоху, для зарубежных стран наиболее продуктивными по золоту являются докембрийская и альпийская эпохи, которые в сумме дают до 90% золота.

В альпийскую эпоху в Узбекистане сформировались россыпные месторождения золота. Особенности формирования россыпей золота в Узбекистане связаны с дифференцированными неотектоническими

движениями в плиоцен четвертичное время, определившими три геоморфологические области со своими категориями и формами рельефа, генетическими типами отложений: Кызылкумская пластовая равнина, Нуратинская переходная область и Тяньшанская горная система [4]. Эти процессы предопределили размещение россыпей: элювиальных (по корам выветривания) и пролювиальных – в Кызылкумском регионе, делювиально-пролювиальных, аллювиально-пролювиальных и аллювиальных в Нуратинском, аллювиальных, реже делювиально-пролювиальных россыпей – в Тяньшанской горной системе, (схема условия образования россыпного золота приведена на рис.1)

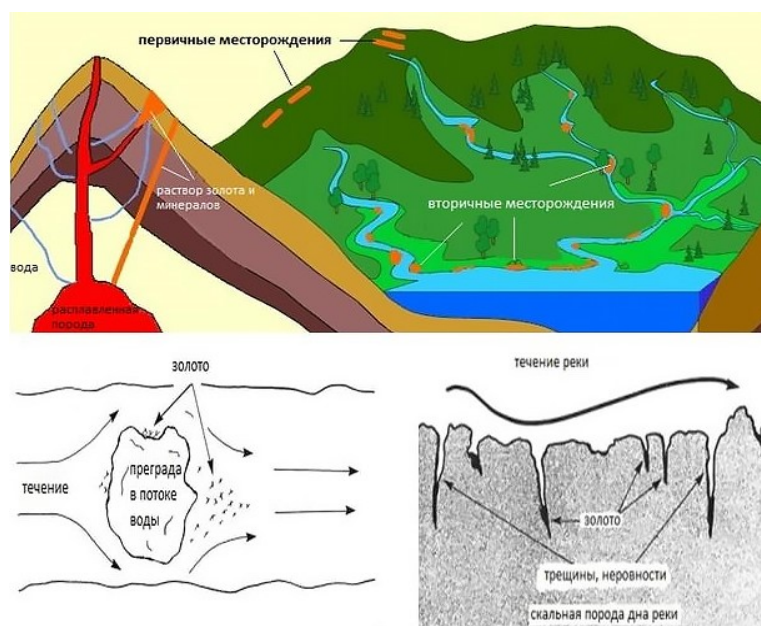


Рис.1. Схема условия образования россыпного золота

Основная масса россыпей в Узбекистане сформирована на сочленении низогорных областей с предгорными опущенными (конусы выноса) и приподнятыми равнинами, а также в долинах низогорной области. Главными эпохами россыпе-образования являются верхнечетвертичная и современная. Основными источниками россыпей золота являются рудные объекты золото-кварцевой, золото-сульфидно-кварцевой, золото-серебро-сульфидно-кварцевой, золото-полусульфидной кварцевой формаций с убогой и малой сульфидностью, двойственные источники (контактные ореолы интрузий, дайковые поля, площади регионального метаморфизма углистых пород), а также вторичные источники (средне-четвертичные и плиоцен-нижне-четвертичные отложения). Наибольшую промышленную ценность для россыпей представляет гидротермальный (жильный) тип золота с коренными источниками среднеглубинного уровня убого- и малосульфидной формации, слагающий россыпи с часто встречающимися самородками (Акчоб-Каттаичская площадь). Перспективен также тип золота зон дробления, дающий россыпи с мелкими самородками (Южно-Нуратинский район, Пистали-Кансайская площадь). Вызывает интерес впервые установленный стратиформно-метаморфогенный тип золота с двойственными коренными источниками, формирующий собственные россыпи (рр. Акчоб, Зааминсу, Кошрабод). Заслуживает внимания метосоматический тип золота, особенно в нетрадиционных россыпях и зонах окисления коренных месторождений с прожилково-вкрапленным типом руд,

мелким, весьма мелким и пылевидным золотом (Зармитанская площадь и Центрально-Кызылкумский район).

Образованию россыпного месторождения способствует одно из главных свойств золота – его уникальная плотность и тяжесть. Поскольку золото является одним из самых тяжелых металлов, оно имеет свойство накапливаться или откладываться в тех местах, откуда водой вымываются более мелкие соединения. Пока золото находится в составе минералов, окружающих его в первичном месторождении, оно перемещается вниз достаточно быстро. Однако, по пути минералы дробятся, стягиваются, постепенно высвобождая золото.

После высвобождения, золото, в силу своей тяжести, не может далеко уноситься потоком воды и оседает в местах, где рельеф образует различного вида препятствия на пути воды (см.рис.). Золото в россыпях обычно легко доступно, его не надо добывать из твердой руды, как в коренных месторождениях. На заре человечества первые находки золота были сделаны скорее всего, именно в россыпных месторождениях – в руслах и по берегам ручьев и небольших речек люди находили небольшие самородки металла с удивительными свойствами.

Необходимо отметить, что в настоящее время на территории Узбекистана фактически осуществляется несанкционированная добыча золота индивидуальными старателями на верхних горизонтах коренных месторождений, учитываемых как резерв МСБ золотодобывающих предприятий, так, что дальнейшая отработка этих и нижних горизонтов в промышленных условиях становится нерентабельной, а индивидуальная отработка нижних горизонтов очень опасна, прежде всего по вопросам техники безопасности.

В этой связи правовое закрепление данного способа добычи является вполне обоснованным, «выведет из тени» незаконных старателей, легализовав их деятельность, и послужит дополнительным источником «пополнения бюджета» и выделяет россыпное золото как объект индивидуальной старательской добычи. Организуются дополнительные рабочие места.

В Республике объектами старательской добычи, кроме проявлений и месторождений россыпного золота могут быть объекты, как техногенных минеральных образований (некондиционная складированная минерализованная масса на карьерах и рудниках), так и продукты переработки гидрометаллургических и обогащательных заводов и фабрик (хвостохранилища), которые являются неотъемлемой частью основного непрерывного производственного процесса, разработка которых горнодобывающими предприятиями сегодня экономически не рентабельна. Передача их в индивидуальную старательскую отработку будет рассматриваться как лишение горных предприятий их потенциальной сырьевой базы.

Изучив условия образования коренных и россыпных месторождений золота, а также их экономическое значение, масштабы можно сделать следующие выводы:

Принять проявления и месторождения россыпного золота, учитываемого Госбалансом РУз как объекты индивидуальной старательской добычи в Узбекистане.

Разработать и принять Закон или Положение о регулировании старательской деятельности, связанной с добычей драгоценных металлов.

Внести поправки в закон «О недрах» и ряд других законодательных документов, регламентирующих добычу драгоценных металлов в Республике Узбекистан.

Библиографический список:

1. Государственный баланс запасов полезных ископаемых Республики Узбекистан. Ташкент, 2010, 81с.
2. Хамроев И.О. Многофакторная модель золоторудных месторождений Чармитанского рудного поля. Руды и металлы, 2007г. №5, С. 68-77.
3. Хамроев И.О. Состояние золоторудной минерально-сырьевой базы Навоийского ГМК. Горный журнал, 2018, №9, С.22-32.
4. Узбекистон соғмаларидаги соғ олтиннинг Атласи. Тошкент. Янги аср авлоди, 2007, С.341.

ПЕТРОГРАФИЯ ДАЕК САМОСТОЯТЕЛЬНЫХ МАЛЫХ ИНТРУЗИЙ (СМИ) ГУШСАЙСКОГО КОМПЛЕКСА КУРАМИНСКОГО ХРЕБТА



Курбанов А.А.,
геолог ГП «Институт
минеральных ресурсов»



Далимов Р.Т.,
зав. лабораторией ГП
«Институт минеральных
ресурсов»,
К. Г.-М. Н.



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



Илешов К.М.,
геолог ГП «Институт
минеральных ресурсов»

Ўрта Тянь-Шоннинг Курама зонасидаси Чодак ва Фовасой грабенида тарқалган Қизилнурагача бўлган гўшсой комплекси дайкалари муаллифлар томонидан ўрганилди. Мазкур майдонда тарқалган гўшсой комплексининг петрографик турлари қуйидагича: гранит-порфир, гранодиорит-порфир, кварцли сиенит-порфир ва ишқорли-дала шпатли риолитлардан ташкил топган. Уларнинг қалинлиги 5-10м. ва узунлиги айрим бўлақларида 450-500 метрни ташкил этади.

Таянч иборалар: дайкалар шаклланиши, жинсларнинг петрографик турлари, форматланган тип, магматик фолият, магматик марказлар, вулқон тузилмалари.

As part of the study of dyke formations of the Kuramin zone of the Middle Tien Shan, the authors studied dikes within the Chadak and Havasay grabens, which belong to the pre-Syzyl Nurin dykes of the Gushay complex. As part of the complex on the territory of the described area, the dyke formations of the Gushay complex are represented by the following petrographic types of rocks: porphyry granite, granodiorite porphyry, quartz syenite porphyry and alkaline-feldspar rhyolites. They form dikes form dikes with a capacity of 5-10m and a length of separate wings up to 450-500m.

Key words: dike formations, petrographic species of rocks, formation type, magmatic activity, magmatic foci, volcanic structures.

Впервые сведения о породах данного комплекса можно найти в работах С.Ф. Машковцева (1928), где большая часть оруденения Алмалыкского района связывалась с фазой мощных гипабисальных интрузий даек. При геологическом картировании северной и центральной части Кураминского хребта в 40-х годах прошлого столетия по данным А.А. Петренко (1941) и А.С.Аделунга (1942) обнаружены гранитоиды образующие дайки и отдельные штоки в бассейне р.Гушсай, названных гранитоидами гушсайского типа. По данным Н.П.Васильковского[1] красные гранодиорит-порфиры и гранит-порфиры обнажаются на площади равной 207 км² на северном склоне Кураминского хребта, между саями Ургаз и Гушсай, и представляет собой крупное меж формационное тело, внедрившиеся на контакте между гранодиоритами карамазарского комплекса и эффузивами акчинской свиты. По возрасту «красные» гранитоиды были отнесены к предравашской тектонической фазе (Р₁₋₂) на основании прорывания штоками этих гранитов вулканитов шурабсайской свиты по Дукентсаю и прорывания их в свою очередь гранитами шайданского комплекса.

Ф.Ш.Раджабов [5] относит гушсайские гранитоиды к этапу малых интрузий. В составе пород гранитоидов гушсайского типа принимают участие дайки и штоки гранодиорит-порфиров, адамеллит-порфиров и гранит-порфиров.

В 1964 г. Группа геологов «Ревизионно-тематической экспедиции» Главгеологии УзССР (П.М.Анкудович, В.И.Айзенштат, Н.Н. Козырева, Ю.Б. Ежков), проводили специализированные работы по изучению петрографии малых интрузий Алмалыкского района. Впервые для данной площади приводят доказательства, подтверждающих

то, что широких полей развития гушсайских гранитоидов не существует; а большая часть малых интрузий включаемых в состав вышеуказанного комплекса принадлежат к малым интрузиям куюндинского комплекса. Для гранитоидов гушсайского комплекса характерны лишь малые формы проявления - дайки.

Дайки комплекса образуют дайковые пояса или входят в состав других дайковых поясов в Чадакском грабене. В Гавасайском грабене они образуют дайковый пояс северо-западного простирания близкого к субмеридиональному. Ширина пояса от Сарыкомсая до Гавасая составляет около 10км. При такой протяженности по данным Тихомирова этот пояс прослеживается дальше на север. В составе пояса встречаются как крутопадающие, так и пологопадающие дайки, которые протягиваются широкой полосой в южном направлении, постепенно нарастающая мощность. Наиболее распространены дайки гранодиорит-порфиров и гранит порфиров, имеющие мощность от 5м до 50м протяженностью отдельных кулис в среднем 400-500м. Дайки щелочно-полевошпатовых риолитов и кварцевых сиенит порфиров имеют небольшую, до 2-3м мощность, распространены в пределах Джулайсая. Протяженность их в среднем достигает 100-400м. Для всех даек отмечаются крутые углы падения.

Возраст пород данного комплекса определяется как условно раннепермский, на основании того, что они прорывают вулканиты шурабсайского комплекса. На участке Джулайсай (Чадакский грабен) и левом борту р. Гавасай гранодиорит-порфиры и щелочно-полевошпатовые риолиты прорывают туфы трахиандезитов и субвулканические тела трахибазальтов шурабсайского комплекса. В породах кызылнуринского

комплекса слагающих Бабайтоудорскую кальдеру дайки гушайского комплекса не отмечены. Верхняя возрастная граница их определяется тем, что дайки гушайского комплекса прорваны гранитоидами Опарсайского (Гавасай) и Чулак Терекского (уч. Безводный Чадак) массивов шайданского комплекса и сложными дайками гузаксайского комплекса [2].

Гранодиорит-порфиры если судить по геологическим взаимоотношениям являются наиболее ранними образованиями комплекса. Они слагают дайки мощностью 10-15м светло-серого, розоватого цвета, порфиновые выделения представлены калиевым полевым шпатом, плагиоклазом, кварцем и биотитом, сумма, которых составляет порядка 50% от всего объема. Зона закала мощностью до 10-15см представлена мелкозернистой, плотной породой темно-серого цвета с редкими вкрапленниками кварца и биотита мощностью до 10-15см.

На левом борту р. Гавасай гранодиорит порфиры образуют так называемую «бутылкообразную» интрузию. Южная часть этого тела прорывает андезизабазальты шурабсайского комплекса. Ширина дайкообразного тела в самом широком месте составляет 400-500м при протяженности до 750, затем она резко выклинивается и переходит в дайку мощностью 5-10м, где через 500м срезается Опарсайским разломом. По внешнему облику лейкократовые гранодиорит-порфиры представляют розовые, розовато-серые породы с порфировой структурой, содержащие изометричные вкрапленники плагиоклаза, амфибола, биотита, плохо заметного кварца. Основная масса пород серая, до бурой, афанитовая.

По данным замеров на столике Федорова, состав плагиоклаза меняется Ap_{35-51} , в преобладающем большинстве замеров (77%) соответствия андезину (An_{40-47}). Угол оптических осей варьирует от $+70^\circ$ до -76° , чаще положительный двойникование по $\perp(010)$ и $\perp(100)/(010)$. Средние значения показателей преломления: $Ng=1,555-1,559$, $Nm=1,551-1,554$, $Np=1,548-1,552$, $Ng-Np=0,007$, отвечающие плагиоклазу (An_{41-42}).

Плагиоклаз обычно свежий. Зональность некоторых вкрапленников подчеркивается размещением в их центральных частях зерен эпидота, а с периферии – вторичного альбита, серицит-мускавитового агрегата, пелита.

Каликатровый полевой шпат представлен редкими таблитчатыми и неправильными зернами промежуточного ортоклаза ($-2V=78^\circ$, $LNm: P \perp (021) = 44^\circ$), со степенью моноклинной упорядоченности 0,18. Некоторые вкрапленники содержат двойники по $(001)/(010)$ и неотчетливые микропертитовые сростки альбита. Обычно зерна ортоклаза с периферии и по трещинам спайности густо пелитизированы и содержат редкие чешуйки серицита. Размер отдельных зерен обычно не превышает 1-3мм в поперечнике.

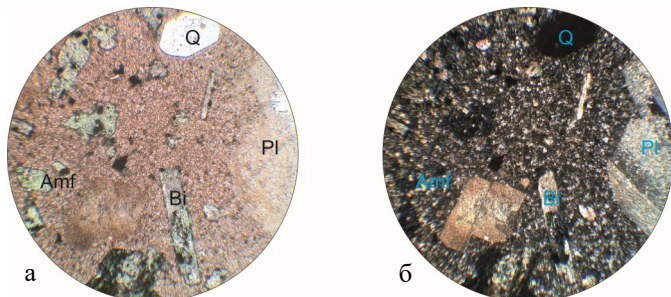


Рис. 1 фото шл. А-64 Гранит-порфир ув.+74 а) николи II, б) николи +

Кварц присутствует почти в каждом шлифе, образуя овальные, иногда близкие к прямоугольным срезам. Размер вкрапленников меняется от 0,1 до 4мм. Угасание зерен, как правило, ровное. Иногда вкрапленники окружены микрогранофировой, псевдосферолитовой каймой кварц-полевошпатового состава.

Среди темноцветных минералов в шлифах присутствуют биотит и амфибол в непосредственных количественных соотношениях.

Биотит характеризуется таблитчатыми, чешуйчатыми зернами размером 2-3мм в поперечнике. Плеохроизм резкий:

$Ng=Nm$ – бурый, до непрозрачного,
 Np – светло-желтый.

Показатели преломления биотита $Ng=Nm=1,652$, $Np=1,612$, $Ng-Np=0,04$, общая железистость 52%. Обычно биотит изменен сильнее, чем амфибол и замещен хлоритом, эпидотом, содержит обильную вкрапленность рудного минерала.

Амфибол образует шестоватые, игольчатые и ромбовидные срезы длиной 2-4мм, но чаще встречается в более мелких зернах длиной 0,5-1,0мм. По своим оптическим свойствам отвечает обыкновенной (зеленой) роговой обманке: $C:Ng=18-26^\circ$, $-2V=75-80^\circ$, $Ng-Np=0,016-0,017$. Плеохроизм отчетливый, в зеленых тонах: Ng – оливково-зеленый, Nm – светло-зеленый, Np – желтовато-бледно-зеленый.

В центре вкрапленников амфибола из аналогичных даек в Кочбулаке и центральном блоке Алмалыка были встречены единичные реликты моноклинного пироксена, а амфибол в шлифах приближался по своим оптическим свойствам к уралиту. Темноцветные минералы в гранодиорит-порфирах часто замещаются хлоритом, эпидотом, реже мусковитом, карбонатом, гидрогетитом. Вдоль трещин спайности многие зерна содержат скопления магнетита и лейкоксена.

Гранит-порфиры в большом количестве распространены в Гавасайском грабене в районе Опарсай, Джидалисае, и Сарыкомсае, где образуют дайки мощностью 5-10м и протяженностью отдельных кулис до 450-500м. Гранит-порфиры обрезаются гранитоидами Опарсайского интрузива.

Первая генерация слагается мелкими (0,5-3,0мм) выделениями плагиоклаза, кварца каликатрового полевого шпата и темноцветных минералов, слабо выделяющихся на фоне розовой скрытокристаллической основной массы породы. Второе поколение вкрапленников представлено кристаллами розового, до мясо-красного щелочного полевого шпата, длиной 0,5-2,5см, редко до 4,0-5,0см, в количестве 20-70шт./мм². При выветривании эти кристаллы легко выпадают из вмещающей их породы, оставляя характерные углубления.

Под микроскопом порода имеет отчетливую порфировую структуру. Вкрапленники представлены плагиоклазом, каликатровым полевым шпатом, кварцем, биотитом. В некоторых шлифах присутствуют единичные зерна амфибола.

Плагиоклаз присутствует в призматических и неправильно-таблитчатых зернах длиной 1,0-2,2мм, редко до 2,8-3,0мм. Более мелкая генерация вкрапленников размером 0,5-0,7мм, обычно короткопризматической, прямоугольной формы. Изредка встречаются гломеропорфировые сростания зерен. По данным 7 замеров на универсальном столике Федорова вкрапленники отвечают андезину (An_{38-44}), $2V$ от -60° до $+84^\circ$. Двойникование по $\perp(100)/(010)$, реже по $(001)/(010)$ и (010) .

Показатели преломления плагиоклазов: $Ng=1,557$, $Nm=1,552$, $Np=1,550$, $Ng-Np=0,007$. Вкрапленники плагиоклаза в гранит-порфирах, за редким исключением, полностью альбитизированы, участками серицитизированы, иногда замещены эпидот-хлоритовым веществом и карбонатом.

Каликатровый полевой шпат присутствует в зернах двух генераций. Мелкие таблитчатые вкрапленники с ровными ограничениями на основании 7 замеров оптической ориентировки могут быть отнесены к промежуточному микроклину: $-2V=74-80^\circ$, $LNm: P \perp (001)=15-18^\circ$. Степень триклинной оптической упорядоченности близка к 0,8. Показатели преломления микроклина: $Ng=1,524$, $Nm=1,522$, $Np=1,519$. Вкрапленники обычно густо пелитизированы. Нередко зерна sdвойникованы по карлсбадскому закону. В единичных зернах устанавливаются сростания двойников по бавенскому закону. Двойниковый шов обычно неровный.

Биотит в составе цветных минералов гранит-порфиров резко преобладает над амфиболом и присутствует преимущественно в виде мелких таблитчатых и чешуйчатых зерен размером 0,5-1,0мм, иногда до 1,5мм. Повсеместно биотит замещен хлоритом, мусковитом, иногда содержит пятна эпидота, карбоната и гидрогетита. Вдоль трещин спайности концентрируются зерна рудного минерала и лейкоксена.

Амфибол встречается в шлифах эпизодически, характеризуясь ромбовидной и призматической формой срезов. Длина отдельных вкрапленников не превышает 0,1-1,2мм. Единичные свежие зерна плеохроируют в бледно-зеленых тонах по схеме: Ng – зеленый, Nm – бледно-зеленый, Np – желтовато-бледно-зеленый. $C:Ng=19^\circ$, $-2V=76^\circ$.

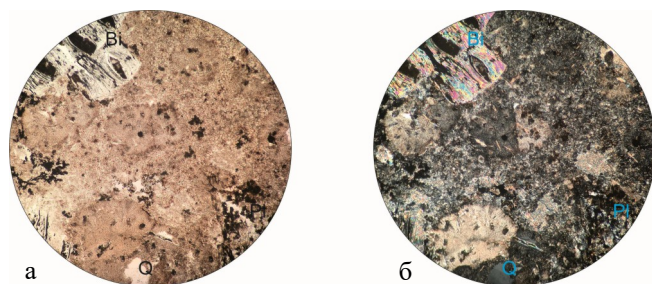


Рис.2. Фото шл.№ А-63 гранит порфир. Ув. +74, а) николи II, б) николи +

Показатели преломления роговой обманки $N_g=1,665$, $N_p=1,645$, $N_g-N_p=0,02$. Общая железистость, равна 35%. Вдоль трещин спайности амфибола концентрируются зерна сфена и магнетита. Основная масса гранит-порфиров в центральной части даек имеет аллотриоморфнозернистую, иногда в комбинации с пойкилитовой структурой. Пойкокристаллами являются зерна калиевого полевого шпата, а хадакристаллами – зерна кварца. Калиевый полевой шпат количественно преобладает в базисе над кварцем. Также встречаются редкие неправильно-таблитчатые бурые зерна альбитизированного плагиоклаза. Размер зерен основной массы колеблется от 0,02 до 0,05 мм и зависит от мощности отдельных тел даек.

Контакты даек биотитовых гранит-порфиров с вмещающими породами четкие, прямые, либо слабо извилистые. Ширина непосредственной зоны «закалки» составляет 1-10 см, иногда достигает 60 см. Окраска породы в контактах непостоянная: серая, розово-малиновая, буровато-коричневая, реже сиреневая.

Под микроскопом в зоне «закалки» основная масса породы с микрофельзитовой пойкилитовой структуры. Такситовое строение базиса обуславливается пятнистым угасанием отдельных его участков. В зоне «закалки» иногда фиксируется неяснофлюидальная текстура пород.

Дайки кварцевых сиенит-порфиров широко распространены в Чадакском грабене. Они образуют дайки и дайкообразные тела северо-восточного простирания с крутыми углами падения на северо-запад. Выполняют кулисообразные трещины протяженностью от 100-200 м до 1,5 км при средней мощности 5-10 м. Дайки сиенит порфиров в районе участка Безводный обрезаются гранитоидами Чулак-Терекского интрузива. На основе взаимоотношений со сложными дайками гузайского комплекса возраст сиенит-порфиров определяется как раннепермский [2]. Возможно, формирование даек сиенит-порфиров связано с образованиями Бабайтаудурской экструзии, поэтому дайки не имеют строгого северо-восточного простирания и на участках Мазар и правом борту Пирмираб-сая отмечается небольшой загиб на север (10-15°), что указывает на фрагменты кольцевого простирания.

Внешне сиенит-порфиры мяско-красного цвета, с вкраплениями калиевого полевого шпата и железистых темноцветных минералов. Вкрапления составляют до 10-15%. Зона закалки кварцевых сиенитов мощностью до 2-5 см. Макроскопически сиениты обладают ясной порфировой структурой, основная масса состоит из равных количеств плагиоклаза и калиевого полевого шпата, немного кварца, биотита и редко обыкновенной роговой обманки.

Микроскопически сиениты обладают ясной порфировой структурой, с ортофировой, реже трахитоидной или бостонитовой основной массой. Количество вкрапленников колеблется от 5-7 до 15-20% в хорошо раскрытых различиях. В породах преобладают полнокристаллические призматически-зернистые структуры.

Преобладающим минералом вкрапленников является плагиоклаз, гораздо менее распространен калиевый полевой шпат, единичны – вкрапленники темноцветных минералов. Характерной чертой сиенит порфиров, является отсутствие в составе их вкрапленников кварца.

Плагиоклаз образует таблитчатые и короткопризматические кристаллы размером 0,8-0,9 мм. Он полисинтетически двойникован по альбитовому, периклиновому и альбит-эстерельскому законам. Часто встречаются сложные двойники по альбитовому и периклиновому законам. По составу он относится к олигоклаз-андезину (An_{29-33}). В единичных случаях вкрапленники плагиоклаза обрастают ортоклазом.

Калиевый полевой шпат – вкрапленники КПШ в гораздо меньшем количестве, чем плагиоклаз, приблизительно 1-3 на 1 шлиф. Они образуют сильно пелитизированные зерна таблитчатого, широкопластинчатого габитуса, размером 0,8-1,5 мм.

Темноцветные минералы – редкие таблицы роговой обманки, размером 0,7-0,9 мм, замещенные хлоритом и пеннином. В единичных случаях отмечен хлоритизированный биотит и мусковит.

Основная масса кварцевых сиенит-порфиров данного комплекса состоит из равных количеств плагиоклаза, калиевого полевого шпата, приблизительно равного количества кварца и биотита (до 2-3%). Плагиоклаз – удлиненно-призматический, иногда лейстовидный (в сиенитах с бостонитовой структурой основной массы), или таблитчатой (в сиенитах с ортофировой основной массой). По составу относится к олигоклазу (An_{15-22}). Все зерна основной массы мелкие размером 0,1-0,2 мм.

Из вышеприведенного материала видно, что дайки гузайского комплекса сложены однородными кислыми породами и формационный тип, можно определить как гранит-гранодиорит – сиенитовую формацию. Возрастные данные убедительно свидетельствуют о самостоятельности гузайского комплекса.

По С.В. Ефремовой [4] дайки самостоятельных малых интрузий формируются на рубеже смены этапов тектоно-магматической активности. Формирование даек гузайского комплекса можно связать, на наш взгляд, с завершением этапа рассеянного рифтогенеза [3] и началом формирования крупных кольцевых вулканоструктур Кураминской зоны, а глубинные магматические очаги при этом продолжают действовать, и в результате перестройки по ослабленным линейным зонам разрывных нарушений произошло внедрение даек гузайского комплекса.

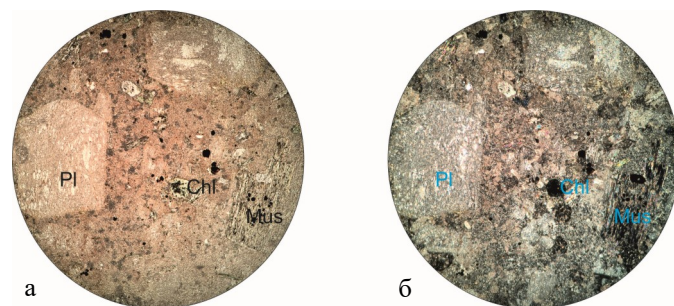


Рис.3. Фото шл.№ А-64 сиенит порфир. Ув. +32, а) николи II, б) николи +

Дайки комплекса, как будет показано в следующих статьях, несут в себе черты сходства с породами кызылнуринского комплекса. Особенно с ним имеют много общих черт сходства вещественного состава дайки щелочно-полевошпатовых риолитов, которые по химическому составу относятся к ультракалиевым риолитам.

Библиографический список:

1. Васильковский Н.П. Стратиграфия и вулканизм верхнего палеозоя юго-западных отрогов Северного Тянь-Шаня. Ташкент, 1952 г. 304 с.
2. Далимов Р. Т, Жуков А.В. О сложных дайках Кураминской зоны (Срединный Тянь-Шань). *Geologia va mineral resurslar* N 5 2015. Ташкент, С. 3-9.
3. Далимов Т.Н., Рафиков Я.М. Вулканизм пермских континентальных рифтов Кураминской зоны. Ташкент, Фан, 1986.
4. Ефремова С.В. Дайки и эндогенное оруденение. – М:Недра, 1983 г., 224с.
5. Хамрабаев И.Х. Петрография Узбекистана, Ташкент, Фан. 1964 г. 445 с.

ЭЙСИТИЗАЦИЯ КАК ФАКТОР КОНЦЕНТРАЦИИ РЗЭ В ГРАНОСИЕНИТАХ МЕСТОРОЖДЕНИЯ УРТАЛИК ЧАРМИТАНСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

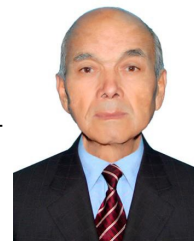
Ушбу мақолада Қўшробот интрузивининг (Шимолий Нуротом) граносиенитларининг эйситлашиш жараёни ҳосил бўлиш характерлари келтирилган. Маъдан атрофи пропилит ва березит-лиственит формация билан боғлиқ олтин маъданли кварц томирлари чеккаларида албитлашиш жараёни бўлган. Чармитан маъдан майдонидаги нодир металл, олтин маъданли, нодир камёб ер элементлари, радиоктив минерализацияларни тўпланишида асосий ролни ўйнайди.

Таянч иборалар: Қўшробот интрузиви, Чармитан маъдан майдони, граносиенит, гранит, метасоматик формация, роговик, кварц-далашпатли метасоматитлар, березит, лиственит, гумбеит, эйсит, аргиллизит, олтин, вольфрам, ноёб ер элементлари.

In the article are given specifics of development of aesitization process of granosyenites of the Koshrabat intrusive (North Nuratau), which is expressed in the process of albitization in the selvage of gold-ore quartz veins in relations with the propilitic and berezit-listvenite formations of the near-ore metasomatism. Emphasizes its dominant role in the concentration of rare-metal, gold-ore, rare-earth, radioactive mineralization in the Charmitan ore field.

Key words: The Koshrabat intrusion, the Charmitan ore field, granosyenite, granite, metasomatic formation, hornfly, quartz-feldspar metasomatite, berezite, listvenite, gum-bite, esite, argillite, gold, tungsten, rare earths, etc.

Мусаев А. М.,
старший научный со-
трудник Института гео-
логии и геофизики
им. Х.М. Абдуллаева
К. Г.-М. Н.



Джуманиязов Д.И.
младший научный со-
трудник Института гео-
логии и геофизики
им. Х.М. Абдуллаева
К. Г.-М. Н.



Низкотемпературные натриевые околорудные метасоматиты относятся к формации эйситов. Альбитизированные породы с хлоритом, карбонатом и гематитом, характерные для уранового месторождения Эйс в Канаде, описанные Дусоном [1], были названы эйситами. В работах (Омельяненко, 1970; Омельяненко и Лисицина, 1974) были выявлены такие альбитизированные породы, которые относятся к специфическому формационному типу околорудных метасоматитов в урановых месторождениях Казахстана [7]. Широкое развитие аналогичных изменений нами отмечено при изучении автометасоматических изменений гранитоидных интрузивов Западного Узбекистана. При этом были выделены 3 типа альбитизации: регионально-площадной, локальный и узлокальный околотрещинный [6].

Исследования ряда авторов (И.П. Щербань, И.П. Иванов, Р.В. Цой, Н.В. Котов, А.Б. Кольцов и др.) показали характер состава альбитизированных пород эйситовой формации наряду с урановыми месторождениями, они сопровождаются и золоторудные месторождения Узбекистана [9]. При масштабном интенсивном проявлении альбитизации формируются альбититы. Если альбитизации подвергаются щелочные породы, например нефелиновые сиениты, альбитизацию их вызывает кислотный метасоматоз, который обуславливается привносом кремнезема (кислотная стадия), или же альбитизируются кварцсодержащие гранитоиды и вмещающие их песчано-сланцевые отложения, здесь альбитизация связана с привносом натрия – метасоматоз за счёт постмагматических растворов. Поэтому, по отношению к таким породам альбитизация является проявлением щелочного метасоматоза (щелочная стадия). С такими типами изменений связано накопление многих ценных элементов, в том числе, редкоземельных, повышенные содержания которых наблюдается на месторождении Урталик Чармитанского рудного поля.

Формирование натриевых метасоматитов пространственно-генетически связано с породами гранитоидных массивов повышенной щелочности, каковыми являются граносиениты главной фазы Кошрабатского интрузива. Формирование альбитизации эйситового типа происходит в различных геодинамических обстановках [3]. Формирование щелочных магматических пород является следствием деструкции зем-

ной коры, как в платформенных, так и складчатых областях, в структурах глубинной тектоно-магматической активизации. На описываемом нами Чармитанском рудном поле интенсивной альбитизации подвергнуты приконтактные части Кошрабатского интрузива, охватывающие зоны экзоконтакта с апофизами и дайками в нём. Разрывные нарушения в этих областях контролируют усиленные зоны альбитизации. Крупные разрывные нарушения субширотного простирания вдоль Караулхана-Чармитанской зоны смятия определяют линейную ориентировку тел метасоматитов, имеющих чётко выраженную метасоматическую зональность. Разбирая строение метасоматических колонок в зонах проявления эйситизированных пород, в прежних наших работах мы отмечали, что эйситизация является естественным продолжением динамического развития метасоматической зональности околорудных изменений березитовой формации, которая сменяла стадию пропилитизации регрессивной направленности в условиях понижающейся температуры. Непосредственная ассоциация золото-сульфидной рудной формации с эйситами, на золоторудных месторождениях Южного Тянь-Шаня, нами объяснялась на примере месторождения Урталик повышением роли сульфида мышьяка в пирит-арсенопиритовых минеральных типах с процессами сармиентитизации, выдвинутой как новый поисковый признак для оценки конкретных площадей распространения золоторудной минерализации [5].

Ниже кратко охарактеризуем фактические данные, собранные по части месторождения Урталик для того, чтобы показать численные значения накопления комплекса редкоземельных элементов, отражающих разные стадии развития процесса эйситизации граносиенитов, включая те участки, где сохранились реликты метаморфизованных контактовых пород, контаминировавших гранитоидную магму, способствуя изменению состава пород в сторону повышения их щелочности. Если в зонах гранитизации усвоению подверглись более кислые метасомы, с повышенным содержанием кварца, то теоретически усиление альбитизации приведёт к более интенсивному разложению темноцветных минералов, из которых высвобождается комплекс рудообразующих элементов, переходящих в состав аутигенных растворов, отлагающихся в зависимости от термохимического эффекта типоморф-

ные рудные формации. Ярким свидетельством этого явления можно считать разнородные ассоциации рудных минералов-носителей редких земель, как в виде оксидов, фосфатов, карбонатов, фторидов, интерметаллидов и других соединений.

Приводимые ниже рисунки зон эйситизации и составы отдельных минеральных видов редких земель и их комплекса позволяет сделать заключение, что при площадной альбитизации граносиенитов Кошрабатского интрузива, сменяющейся березитизацией с повышением кремнеземности, глиноземности породы происходит значительное раскисление состава рудообразующих растворов в рудовмещающих породах. Тогда в условиях понижения температуры происходит снижение растворимости всего комплекса рудообразующих элементов, что приводит к повышению их эффективной концентрации или активности, способствуя их осаждению. Именно эта стадия характерна для развития сульфидной минерализации телескопирующей березитизированные породы на месторождении Урталик – Чармитанского рудного поля.

Ниже приведены петрографические характеристики альбитизированных и несущих акцессорные и вторичные минералы, содержащие комплексы редких и редкоземельных элементов.

На приводимых ниже рисунках рентгеноспектрального анализа на микрозонде фирмы «Jeol» (Япония) можно увидеть формы выделения акцессорного колумбитоносного ильменорутила в парагенезисе с золотоносным пиритом (рис. 5) и габитус, редко встречающегося на Чармитанском рудном поле, фосфата иттрия с комплексом оксидов редкоземельных элементов. Результаты химического анализа указанных минералов приводятся в таблицах, расположенных под рисунками.

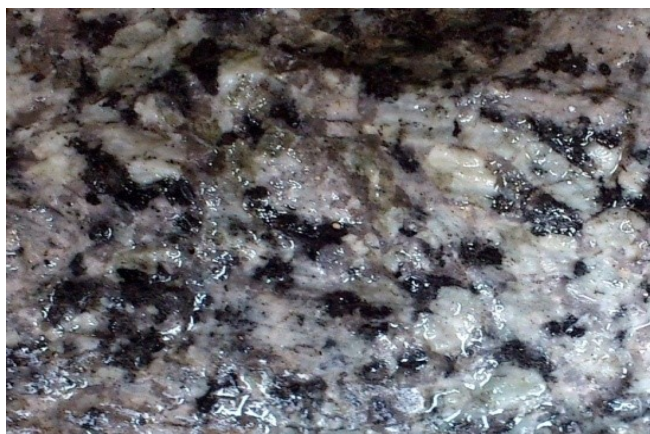


Рис. 1. Свет дневной, масштаб: 1/2 натуральной величины

Макроскопический вид альбитизированного граносиенита месторождения Урталик с повышенной редкоземельной минерализацией. Структура порфировая, удлиненные порфирообласты калишпата, призматического габитуса, в различной степени альбитизированы в разных частях образца.

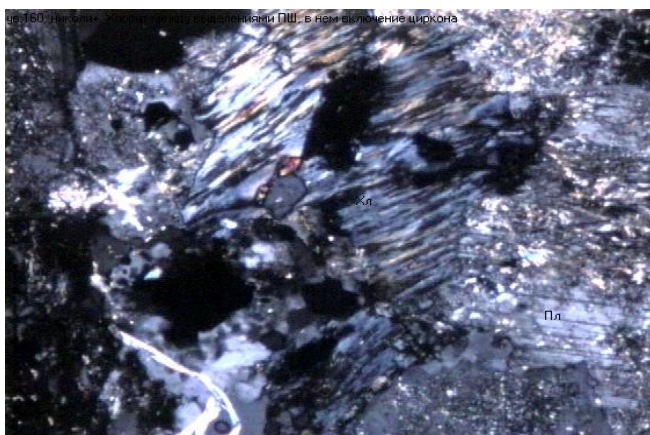


Рис. 2. Ув.32, ник +

Включение циркона в хлоритизированном биотите между призмами полевого шпата. Мелкие выделения раннего акцессорного циркона, по мере гидролиза минерала-носителя биотита, начинает разрастаться в размере. После исчезновения реликтов лейст биотита перекристаллизовывается в относительно крупные самостоятельные выделения циркона, в составе которого содержание редких земель и их комплексность возрастает (рис. 3).



Рис. 3. Ув.32, ник +

Включение циркона (правый нижний угол) между призмами кристалла полевого шпата.

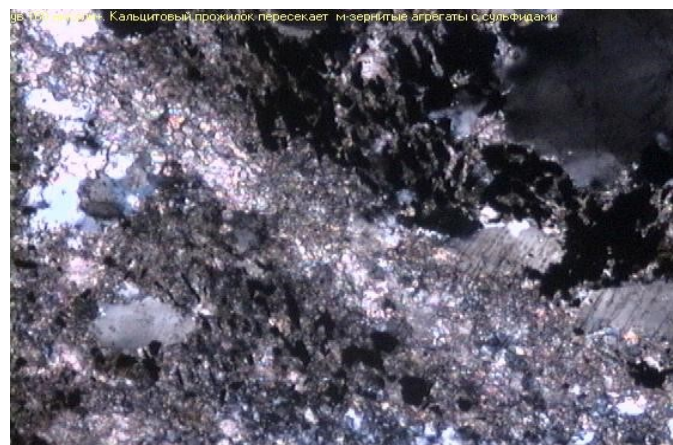
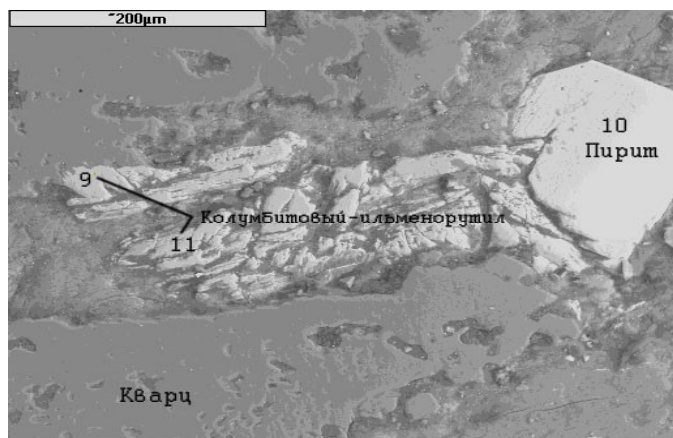


Рис. 4. Ув.32, ник +

Зоны мелкозернистой кварц-кальцит-сульфидной ассоциации пересечены прожилком кальцита, характерного для березитов. Данный факт указывает на сопряженность отдельных стадий альбитизации с внутренними фациями березитовой формации.

Комментируя приведенные рисунки нужно отметить, что из рисунка 5 видно одновременное выделение редкометаллоносного колумбитового ильменорутила, с более поздним порфирообластом хорошо выкристаллизованного блеклорудного пирита, обволакивающего кристалл ильменорутила с нарушением формы своего кристалла кубического очертания.

Ровный контакт между кристаллами ильменорутила и пирита с хорошо развитыми гранями обусловлен близко одновременной кристаллизацией их выделений, с небольшим отставанием начала выделения пирита, выраженного изменением его кристаллической формы. По составу замещаемый пиритом минерал соответствует чистому рутилу с небольшими содержаниями закиси железа и окисла ванадия, подчеркивающего его ильменитовую природу. Следует указать, что ксенотим с высоким содержанием иттербия (рис. 6), приведенного в анализе, заставляет обратить внимание на присутствие иттриевого ксенотима с повышенным содержанием иттербия в своем составе, наряду с обычным для месторождения Урталик кальциевого апатита, также содержащего значительные концентрации иттербия.

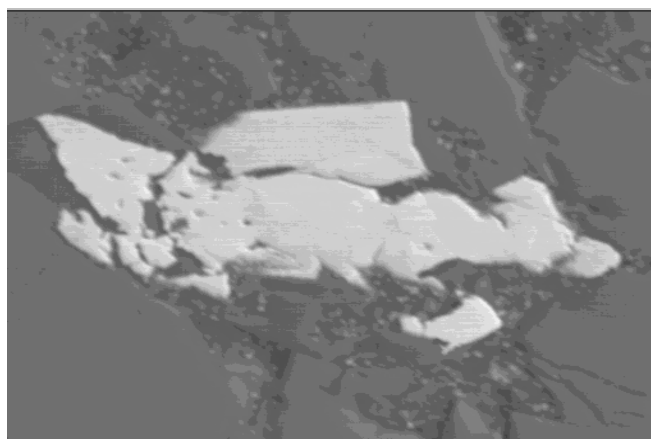


Компоненты	%
P ₂ O ₅	35,42
Y ₂ O ₃	43,76
Sm ₂ O ₃	0,96
Gd ₂ O ₃	3,73
Dy ₂ O ₃	6,72
Ho ₂ O ₃	1,83
Er ₂ O ₃	3,78
Yb ₂ O ₃	3,80
O	31,92
Total	100,00

Рис. 5. Колумбитовый ильменорутит с поздним порфириобластом золотосодержащего пирита. Ильменорутит селективно включает в свой состав ниобий

Этот факт нацеливает на необходимость тщательного анализа комплекса минералов-носителей редких земель с целью обнаружения среди них, концентрирующих иттербий минералов. Содержание иттербия коррелируется повышенными против кларка значениями гадолиния и эрбия почти равномерной концентрацией их в составе ксенотима с увеличенным в нем концентрацией диспрозия соотношением Dy/Yb равном 1/1.8. Этот факт характерный для месторождений Чармитанского рудного поля, нам кажется определяет металлогенический облик его. Этим это поле возможно отличается от известных редкоземельных месторождений Центральноазиатского орогенного пояса Актюз в Киргизии и Баян-обо во внутренней монголии в Китае, где редкие земли преимущественно представлены элементами цериевой группы. Если этот факт сохранит свою силу после обработки всех, в том числе и будущих аналитических данных, то Чармитанское рудное поле может оказаться металлогенической провинцией тяжелых лантаноидов с селективной концентрацией иттербия в составе карбонатных пород устойчивых при процессе эйситизации.

Подводя итог вышеизложенному, можно сделать следующие выводы:



Компоненты	%
SiO ₂	0,41
TiO ₂	96,42
V ₂ O ₅	1,46
FeO	0,46
Nb ₂ O ₅	1,25
O	39,95
Total	100,00

Рис. 6. Фосфат иттрия (ксенотим) с высоким содержанием иттербия в комплексе с шестью видами других редких земель Sm, Gd, Dy, Ho, Er и Yb

1. На месторождении Урталик Чармитанского рудного поля широко развиты эйситизированные гранодиориты, граниты и их ощелоченные разновидности, представленные граносиенитами. Последние преобладают, занимая по площади распространения около 80% обнаженной поверхности интрузива.

2. Повышенными содержаниями редкоземельной минерализации обладают интенсивно альбитизированные участки, тяготеющие к выходам альбитизированных пород, часто в ассоциации с участками, где сохранились реликты метаморфизованных контактовых пород, контаминировавших гранитоидную магму.

3. Среди носителей редкоземельных элементов для месторождения Урталик характерно наличие как иттриевых, так и кальцитовых фосфатов. Преимущество одного вида фосфатов над другим требует интерпретации имеющихся дополнительных аналитических материалов в предстоящие сроки исследований.

4. Исходя из вышеизложенных материалов можно считать основным фактором концентрации редкоземельных элементов на месторождении Урталик Чармитанского рудного поля является процесс эйситизации предварительно ороговикованных, скарнированных, калийшпатизированных и апогранитизированных пород.

Библиографический список:

1. Dawson K.R. Petrology and red coloration of wall-rocks, radioactive deposit Jold-fields Region, Saskatchewan // Geol. Serv. Of Canada bull. 1956, № 33. pp. 1-46.
2. Абдуллаев Х.М. Генетическая связь оруденения с гранитоидными интрузиями // Изд. АН УзССР. Госгеоиздат, 1954. 294 с.
3. Андреева Е.Д., Кононова В.А. Щелочные магматические серии, их генезис, причины разнообразия // Проблемы петрологии, минералогии и рудообразования. М.: Наука, 1983. С. 107-113.
4. Ваганов П.А., Донских А.В., Захаревич К.В., Зубцов С.Е., Кольцов А.Б., Котов Н.В., Нестеров А.Р., Порицкая Л.Г., Поршняков Г.С. Геологическая позиция и петролого-геохимические особенности золоторудных метасоматитов в черносланцевых толщах // ДВО АН СССР. Владивосток, 1991. 248 с.
5. Мусаев А.М., Кушаков А.Р., Романов С.А. Оналбаев Е.Р., Джуманиязов Д.И. Сармиентитизация важнейший поисковый признак золоторудных месторождений Южного Тянь-Шаня // Геология и минеральные ресурсы. 2016, № 5. С. 21-26.
6. Мусаев А.М., Магдиев Р.М., Шаисламова М. Распределение урана в альбитизированных породах Каратюбинского интрузива (Западный Узбекистан) // Материалы конференции по околорудному метасоматизму, Алма-Ата, 1969. С. 42-45.
7. Омеляненко Б.И. Околорудные гидротермальные изменения пород // М.: Недра, 1978. 216 с.
8. Хамрабаев И.Х. Магматизм и постмагматические процессы в Западном Узбекистане // Т.: Изд. АН РУз, 1958. 462 с.
9. Щербань И.П., Цой Р.В., Иванов И.П. Околорудные метасоматиты Западного Узбекистана // М.: Наука, 1990. 191 с.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКАЯ КЛАССИФИКАЦИЯ МЕДНО-МОЛИБДЕНОВЫХ РУД С УЧЕТОМ ЭЛЕКТРОХИМИЧЕСКОГО ФАКТОРА ПУЛЬПЫ

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



Арустамян А.М.,
главный инженер
ЗАО НПО «РИВС»,
к.т.н.



Мақолада пульпанинг электрхимёвий параметрларини ҳисобга олган ҳолда мис-молибден рудаларини технологик типлаштириш муаммолари кўриб чиқилади. Қайд этилганки, МДХ ва жаҳон амалиёти таҳлили фақат эришилган технологик кўрсаткичларнинг ўзаро алоқасини водород кўрсаткичи қийматларининг вариацияси билан ўрнатиш имконини беради. Бунда муайян ишлаб чиқаришда қўлланиладиган режим параметрлари векторининг кўп факторлиги эканлиги ҳисобга олинмаган.

Эрдэнэтийн-Овоо кони мисолида ахборий параметрлар гуруҳи ажратилган: рудадаги мис миқдори, коллектив концентратдаги мис миқдори, мис ва молибден бўйича бойитилиш даражаси, редокс-потенциал, пульпадаги сульфид-ионларини пульпа ютишини кинетикасининг характеристикаси, йиғувчи ионларининг пульпада ютилиш характеристикаси, водород кўрсаткичи, гидрофоб сақловчи жинслар мавжудлигини ифодалайдиган кўпиклиниш ва ҳар хил турдаги шихталарда пульпанинг ионли таркиби ҳосил бўлиши хусусиятининг характеристикаси.

Бошланғич маълумотларни таҳлил қилиш ва ишлаш учун тасодифий функцияларнинг гермоник ажралишини ва факторли таҳлилни жамлаган чуқурлашган статистика методлари қўлланилган. Ишботландики, режим параметрлари, пульпадаги электрхимёвий параметрлар қийматлари қайта ишланаётган руда массаси турини ифодалайди ва технологик кўрсаткичларга сезиларли таъсир кўрсади. Технологик жараёнларни бошқариш пайтида оператор ҳаракатларининг айнан бир эмаслиги кўрсатилган.

Таянч иборалар: Эрдэнэтийн-Овоо кони мис-молибден рудалари, флотация, тасодифий функцияларнинг гермоник ажралиши, факторли таҳлил, флотацион объектнинг кўпфакторлилиги ва эгри чизиклилиги, миснинг таркиби ва металлни ажратиш олиш, пульпанинг электрхимёвий потенциали, pH, оксидлаш потенциали, сульфидли ионлар концентрацияси, пульпанинг ксантогенатни ютувчанлиги, кўпикли модданинг тушиш тезлиги.

The paper considers the problem of technological typification of copper-molybdenum ores taking into account the electrochemical parameters of the pulp. It is noted that the analysis of world practice and the CIS allows us to establish only the interrelation of the technological indicators achieved with the variation of the values of the hydrogen index. This does not take into account the multifactor nature of the regime parameters used in a particular production. In the example of the Erdenetiyn-Ovoo deposit, a group of information parameters is identified: the copper content in the ore, the copper content in the collective concentrate, the copper and molybdenum enrichment depth, the redox potential, the kinetics of sulphide ion absorption, the collector ion absorptivity of the pulp, hydrogen ion concentration, characteristics of foaming, reflecting the presence of enclosing hydrophobic rocks and features of the formation of the ionic composition of the pulp on various types of charge.

For processing and analysis of the initial data, in-depth statistics methods are used, including the harmonic expansion of random functions and factor analysis. It has been proved that the values of the regime parameters, including the electrochemical parameters of the pulp, reflect the type of ore processed and have a significant effect on technological indicators. The inadequacy of the operator's actions in the process control is shown.

Key words: copper-molybdenum ores of the Erdenetiyn-Ovoo deposit, flotation, harmonic expansion of random functions, factor analysis, multifactor and nonlinearity of the flotation object, copper content and metal recovery, electrochemical potential of the pulp, pH, oxidation potential, concentration of sulfide ions, xanthate absorptivity by pulp, the rate of loss of the foam product.

Одним из резервов повышения извлечения металлов на обогатительных фабриках является обогащение руды по технологическим схемам и при соблюдении режимов, максимально соответствующих вещественному составу перерабатываемой рудной массы. Анализ показывает, что вследствие недостаточной оптимизации технологии обогащения применительно к составу руды потери металлов на фабриках цветной металлургии составляют до 10% (отн.) [1].

Пространственная изменчивость геолого-минералогических особенностей руд месторождения «Эрдэнэтийн Овоо» несет в себе временную эволюцию развития технологии обогащения и принципов ее автоматизации. Эта проблема неоднократно затрагивалась специалистами предприятия и специалистами России, в том числе и сотрудниками НПО «РИВС» [2-21]. К сожалению, анализ зарубежной практики и СНГ при переработке медно-молибденовых руд ограничивается только исследованиями влияния водородного показателя на технологические показатели [22]. Проблема технологической классификации перерабатываемой шихты на обогатительной фабрике является составной частью при развитии новых технологий и их автоматизации. С помощью методологии факторного анализа предварительно раскрыта технологическая структура перерабатываемого сырья на фабрике «Эрдэнэт», представленная на рис. 1.

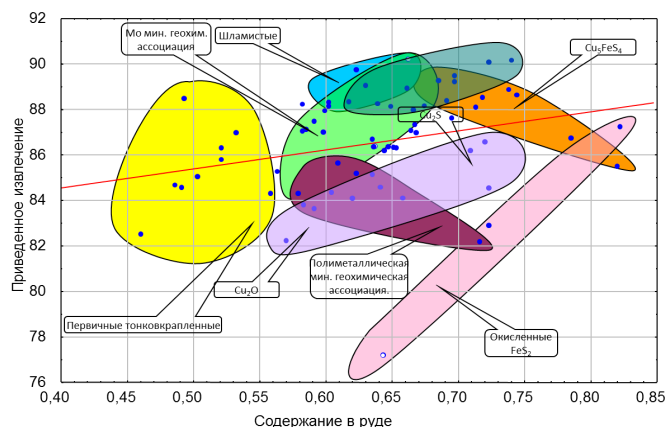


Рис. 1. Зависимость извлечения меди от исходного содержания меди в руде и типа перерабатываемой рудной массы. На оси ординат обозначено значение приведенного извлечения. Под этим понимается, что фактически полученное извлечение скорректировалось по зависимости ε - β , т.е. приводилось к одному плановому значению β . На плоскости нанесена усредненная статистическая зависимость ε - α , но ясно проявляется очень большая дисперсия ε , обусловленная типом перерабатываемой шихты

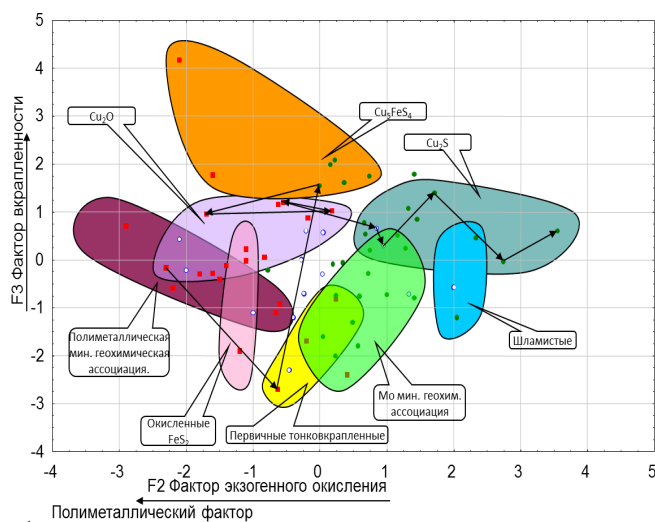


Рис. 2. Сменная тенденция изменения рудного типа

Длительные исследования процесса флотации на обогатительной фабрике показывают большую колеблемость технологических показателей в зависимости от содержания меди в руде и типа перерабатываемой рудной массы. При этом отмечается высокая изменчивость свойств перерабатываемого сырья от смены к смене.

На рис. 2 зафиксирован сменный тренд качества перерабатываемого сырья на плоскости главных компонент F2-F3. Все это свидетельствует о больших резервах производства и необходимости создания компьютерной системы оптимизации флотационного процесса на базе интерактивной подсистемы качества сырья, непосредственно поступающего в переработку.

Действующая на обогатительной фабрике «Эрдэнэт» технология включает коллективный цикл флотации и селекцию с получением молибденового и медного концентрата. Реагентный режим при пульпоподготовке в коллективном цикле формируется известью и сернистым натрием.

Оригинальность предлагаемого подхода к решению проблемы классификации перерабатываемого сырья заключается в нетрадиционном использовании параметров флотационного процесса. Такое решение обосновано тем, что нас, в итоге, интересует поведение минералов в процессе флотации в различных технологических операциях, т.е. состоянии их поверхности: степень окисления, заряд поверхности, наличие природной гидрофобности; ионный состав пульпы, определяющий взаимодействие флотационных реагентов с минеральной поверхностью и неизбежными ионами в жидкой фазе пульпы и т.д.

Вторым условием, определяющим успех создания системы распознавания типа сырья, поступающего непосредственно на флотацию, является наличие средств автоматического контроля параметров классификации и информационное обеспечение базы данных без участия человека.

Выполнению этих условий была подчинена цель создания новой информационной базы, внедренной на Эрдэнэтовской обогатительной фабрике.

Научные основы управления качеством рудной массы затронуты в работе [23]. Картирование месторождения Эрдэнэтийн-Овоо по показателям обогатимости и долгосрочное планирование горных работ осуществляется на основе геолого-технологической классификации руд. Выявлены информационные признаки свойств руд, определяющих обогатимость: содержание общей, вторичной, первичной и окисленной меди, железа, свободного кремнезема, глинозема, общего молибдена, сульфидного молибдена, сульфидной серы и др. Определена закономерность увеличения среднего размера зерен медных минералов (D_m) с ростом содержания меди в руде (a):

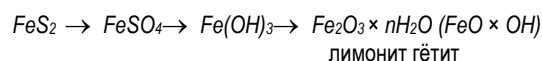
$$D_m = 0,033 + 0,096 a,$$

а также снижение значений a при увеличении соотношения первичных и вторичных сульфидов. Таким образом, обоснована необходимость использования параметра a , как одного из приоритетных, при

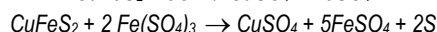
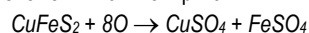
разработке любой интерактивной системы классификации перерабатываемого сырья.

Настоятельная необходимость априорной оценки информативности признаков связана с тем, что сбор информации - одна из наиболее трудоемких и дорогостоящих стадий исследования. Поэтому понимание закономерностей генезиса конкретного месторождения позволяет минимизировать и выделить параметры флотационного процесса, отражающие свойства минерально-геохимических ассоциаций, составляющих рудную массу.

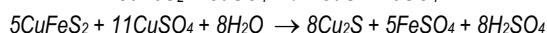
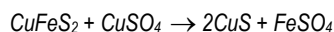
Классический подход к описанию гипергенных процессов включает реакции окисления и гидролиза пирита:



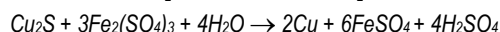
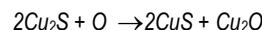
и окисления и разложения халькопирита:



Гипергенные процессы описываются реакциями:

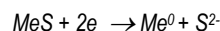


Процессы экзогенного окисления в подзоне окисного обогащения определяются реакциями:

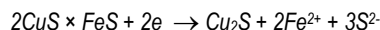


В то же время существует альтернативный подход к образованию зон вторичного сульфидного обогащения и окисления на основе электрохимии, изложенный в работах [24, 25].

В результате действия естественных электрических полей гипергенез в зоне катодного восстановления формируется электрохимической реакцией:



Если катодом является халькопирит, то халькозин образуется по реакции:

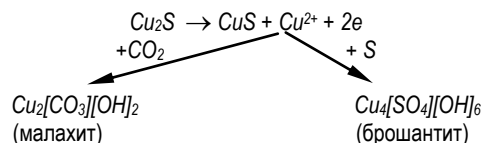


В отсутствие кислорода формируется известная сульфидная минерально-геохимическая ассоциация, которой сопутствует повышение Eh .

Процессы электрохимического растворения в анодной области протекают по схеме:



и формируют подзоны выщелачивания и вторичного окисного обогащения:

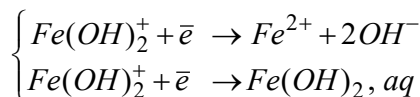


Эти процессы сопровождаются повышенной поглощаемостью пульпой ионов ксантогената, Na_2S , повышением Eh и ухудшением пенообразования, что обосновывает использование таких признаков в качестве параметров информационной базы при создании интерактивной системы технологической типизации перерабатываемого сырья.

При электрохимическом окислении сульфидов:



формируется особо неблагоприятный ионный состав флотационной пульпы, обуславливающий плохую обогатимость минерального сырья. Коррозионные процессы окисления сульфидов железа приводят к ионным равновесиям в жидкой фазе пульпы:



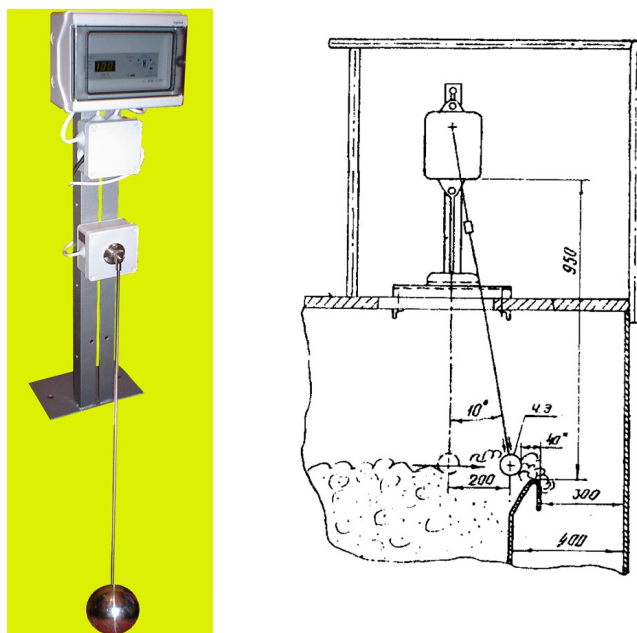
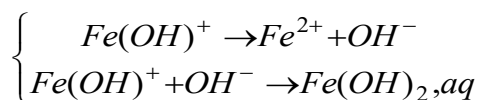
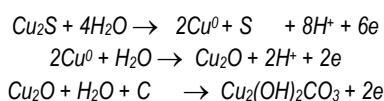


Рис. 3. Датчик интенсивности схода пенного продукта



и образованию гидроксокомплексных соединений железа, связывающих ксантогенат и ухудшающих пенообразование при флотации. Фактор электрохимического окисления идентифицируется смещением E_h в отрицательную область и ухудшением обогатимости по меди и молибдену (a/J).

Образование минералов в подзоне вторичного окисного обогащения также обосновывается электрохимическими реакциями [26, 27]:



Использование параметра обогатимости молибдена (a_{Mo}/J_{Mo}) в факторе гипергенеза обосновано известным фактом ограниченных

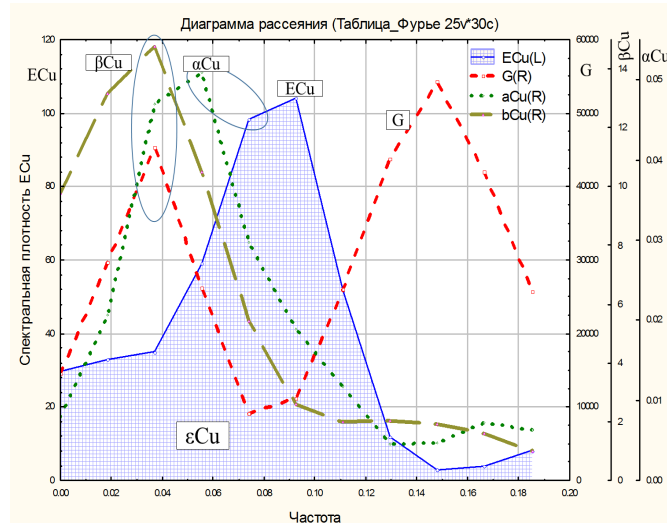


Рис. 4. Результаты разложения случайных функций $aCu = f(t)$, $bCu = f(t)$, $\epsilon = f(t)$ и $G = f(t)$ в ряды Фурье

условий сохранения молибденита в зоне гипергенеза. Молибден выносятся из руд при поступлении атомарного водорода и создании резко восстановительной среды. Носителями молибдена в зоне окисления являются ярозит, гидроокислы железа, повеллит [25].

Таким образом, с учетом электрохимической теории, образование зоны вторичного обогащения на сульфидных месторождениях обосновывает создание информационной базы технологической классификации шихты, перерабатываемой при флотационном обогащении. К выделенной группе информационных параметров относятся:

- содержание меди в руде (a);
- содержание меди в коллективном концентрате (b);
- глубина обогащения по меди (отношение содержаний меди в питании и хвостах, a/J);
- глубина обогащения по молибдену (a_{Mo}/J_{Mo});
- редокс-потенциал (E_h);
- характеристика кинетики поглощения пульпой сульфид-ионов в пульпе (pS), где pS - потенциал электродной системы, контролирующей подачу Na_2S в питание флотации,
- E_h - редокс-потенциал в основной флотации рудного цикла;
- характеристика поглотимости пульпой ионов собирателя (ксантогената) осуществлялась с помощью ионоселективного электрода, контролирующего концентрацию ионов ксантогената,

- водородный показатель (pH);
- характеристика пенообразования (L), отражающая наличие вмещающих гидрофобных пород и особенности формирования ионного состава пульпы на различных разновидностях шихты. Схематично датчик выхода пенных продуктов представлен на рис. 3 [28].

Контроль содержания металлов в руде и продуктах обогащения осуществлялся действующей на фабрике автоматической системой экспресс-анализа.

Анализ сменной работы шестой секции обогатительной фабрики.

Исследован статистический массив сменной работы шестой секции обогатительной фабрики, включающий 55 наблюдений, статистические оценки изучаемых параметров представлены в табл. 1. Наблюдается существенная вариация по всем анализируемым параметрам.

Корреляционная матрица представлена в табл. 2. Согласно представленной корреляционной

Статистические оценки изучаемых параметров					
Описательные статистики (Сравнительные испытания 11_1997)					
Условное обозначение	Параметр	Среднее	Минимум	Максимум	Стд. откл.
G	Нагрузка на секцию	4557	4043	4625	106
+02	Содержание класса - 0,2	9,2	4,0	14,0	1,976
aCu	Содержание Cu в руде, %	0,692	0,590	0,886	0,074
bCu	Содержание Cu в концентрате, %	12,13	10,25	15,55	1,215
Ox	Содержание окисленных форм Cu в руде, %	3,21	0,53	7,90	1,084
ECu	Извлечение Cu, %	85,14	73,46	92,20	3,66
EMo	Извлечение Mo, %	58,88	31,15	78,57	10,67
tCu	Содержание Cu в хвостах, %	0,108	0,062	0,180	0,025
tMo	Содержание Mo в хвостах, %	0,009	0,005	0,015	0,002
dX	Потенциал ИСЭ (ВtX), мВ	-147	-172	-127	12,03
pH	Водородный показатель	10,50	9,83	11,07	0,34
pS	Потенциал Ag_2S электрода, мВ	71	-15	150	33,6
Eh	Окислительный потенциал, мВ	1,3	-32,0	32,0	16,8
L	Выход пенного продукта	27,1	23	32	2,09
aMo	Содержание Mo в руде, %	0,021	0,013	0,036	0,006

Таблица 1

Таблица 2

Корреляционная матрица

Корреляции (Сравнительные испытания 11 1997) Отмеченные корреляции значимы на уровне p														
	G	+02	aCu	bCu	Ox	ECu	EMo	tCu	tMo	dX	pH	pS	Eh	L
G	1,00	-0,01	0,11	-0,11	0,13	-0,11	-0,11	0,16	0,32	0,07	0,11	-0,20	0,04	-0,13
+02	-0,01	1,00	-0,46	-0,25	-0,21	-0,28	0,21	0,09	0,30	0,23	0,00	-0,24	-0,01	-0,32
aCu	0,11	-0,46	1,00	0,03	-0,15	0,30	0,11	0,12	-0,31	0,05	-0,21	0,01	0,27	0,10
bCu	-0,11	-0,25	0,03	1,00	-0,32	0,13	0,16	-0,03	-0,17	-0,35	0,01	0,40	-0,35	-0,12
Ox	0,13	-0,21	-0,15	-0,32	1,00	0,15	-0,24	-0,22	0,05	-0,05	0,20	-0,23	0,06	0,04
ECu	-0,11	-0,28	0,30	0,13	0,15	1,00	0,36	-0,87	-0,55	-0,40	0,37	0,31	-0,42	0,42
EMo	-0,11	0,21	0,11	0,16	-0,24	0,36	1,00	-0,30	-0,40	-0,21	-0,04	0,25	-0,29	-0,27
tCu	0,16	0,09	0,12	-0,03	-0,22	-0,87	-0,30	1,00	0,44	0,43	-0,41	-0,33	0,51	-0,40
tMo	0,32	0,30	-0,31	-0,17	0,05	-0,55	-0,40	0,44	1,00	0,25	-0,07	-0,37	0,16	-0,14
dX	0,07	0,23	0,05	-0,35	-0,05	-0,40	-0,21	0,43	0,25	1,00	-0,25	-0,39	0,61	-0,31
pH	0,11	0,00	-0,21	0,01	0,20	0,37	-0,04	-0,41	-0,07	-0,25	1,00	-0,00	-0,71	0,32
pS	-0,20	-0,24	0,01	0,40	-0,23	0,31	0,25	-0,33	-0,37	-0,39	-0,00	1,00	-0,54	0,19
Eh	0,04	-0,01	0,27	-0,35	0,06	-0,42	-0,29	0,51	0,16	0,61	-0,71	-0,54	1,00	-0,22
L	-0,13	-0,32	0,10	-0,12	0,04	0,42	-0,27	-0,40	-0,14	-0,31	0,32	0,19	-0,22	1,00

ляционной матрице отметим отсутствие четких взаимосвязей между параметрами (в большинстве случаев). Обращает на себя внимание взаимосвязь между состоянием Redox системы и технологическими показателями, более высокий окислительный потенциал пульпы снижает технологические показатели по меди.

Для уточнения технологической структуры изучаемого объекта применен метод гармонического анализа.

Гармонический анализ технологической структуры изучаемого объекта.

Значения изучаемых параметров представлены в табл. 3. Дополнительно в таблицу включена графа последовательного номера наблюдений (n) и графа номера победителя при расчете решетки Кохонена (победитель).

На рис. 4 представлены результаты разложения случайных функций $aCu=f(t)$, $bCu=f(t)$, $\varepsilon=f(t)$ и $G=f(t)$ в ряды Фурье.

Совпадение основных гармоник при разложении случайных функций $aCu=f(t)$, $bCu=f(t)$ и $G=f(t)$ в ряды Фурье проявляет взаимосвязь между этими параметрами. Подчеркнем, что согласно корреляционной матрице такая взаимосвязь необоснованно отсутствует. Влияние вариации нагрузки на секцию на дисперсию содержания меди в концентрате обусловлено вмещающими породами и, прежде всего, хлорит-серпентиновым фактором. Основная гармоника при разложении случайной функции $\varepsilon=f(t)$ в ряды Фурье смещена в более высокочастотную область ($\lambda=0,09$), что свидетельствует о наличии более влияющих факторов перерабатываемой шихты на извлечение меди. Расщепление максимумов основных гармоник при разложении случайных функ-

ций $aCu=f(t)$ и $\varepsilon=f(t)$ свидетельствует о многопараметричности перерабатываемой шихты, формируемой геохимическими факторами, проявленными при генезисе месторождения, о неоднородности, нелинейности и разнонаправленности исходных данных и их связей.

На рис. 5 представлены результаты разложения случайных функций $aCu=f(t)$, $+0,2=f(t)$, $\varepsilon=f(t)$ и $Ox=f(t)$ в ряды Фурье.

Основная гармоника при разложении случайной функции $Ox=f(t)$ располагается в широкой области частот и совпадает с основными гармониками при разложении случайных функций $aCu=f(t)$ и $\varepsilon=f(t)$, что свидетельствует о взаимосвязи фактора окисленности с технологическими показателями на различных типах перерабатываемой шихты. По положению максимума основной гармоники при разложении случайной функции содержания класса +0,2мм можно сделать заключение о более сильном влиянии операции измельчения на качество концентрата, чем на извлечение металла.

Результаты разложения случайных функций $Eh=f(t)$, $pS=f(t)$, $\varepsilon=f(t)$ и $pH=f(t)$ в ряды Фурье свидетельствуют о существенном влиянии электрохимических параметров пульпы на извлечение меди (рис. 6).

На рис. 7 представлены результаты разложения случайных функций $bCu=f(t)$, $Eh=f(t)$, $\varepsilon=f(t)$ и $dX=f(t)$ в ряды Фурье.

Вариация значений Redox потенциала пульпы обуславливает дисперсию поглотительной способности пульпы к ксантогенату и влияет на извлечение молибдена.

Сильная взаимосвязь между извлечением меди и показаниями датчика выхода пенного продукта в операции основной флотации (L)

Таблица 3

Исходные значения изучаемых параметров

Нояб. 97	смена	G	+02	aCu	bCu	Ox	ECu	EMo	tCu	tMo	dX	pH	pS	Eh	L	n	Побед	aMo
6	2	4607	14	0,605	11,7	3,24	84,51	71,25	0,098	0,011	-150	10,8	42	-15	25	1	3	0,036
6	3	4609	11	0,665	12,03	3,09	87,41	68,28	0,088	0,009	-149	10,91	68	-22	25	2	3	0,03
7	1	4611	9	0,639	11,76	2,62	85,36	72,26	0,098	0,01	-150	10,93	69	-24	26	3	3	0,034
7	2	4605	10	0,63	12,3	2	83,59	70,44	0,108	0,009	-150	10,83	80	-19	26	4	3	0,029
7	3	4536	9	0,659	11,35	2,66	87,32	78,02	0,088	0,007	-149	11,02	80	-32	26	5	3	0,03
8	1	4608	9	0,724	12,35	2,66	85,83	78,57	0,108	0,009	-147	10,5	71	1,3	27	6	1	0,03
8	2	4610	11	0,698	10,65	2,29	80,46	60,18	0,108	0,009	-140	10	101	14	27	7	2	0,03
8	3	4610	12	0,698	10,5	3,52	85,95	77,95	0,104	0,007	-139	9,83	116	5	23	8	2	0,03
9	1	4612	12	0,64	10,78	3,22	79,91	57,28	0,135	0,011	-131	9,97	75	16	24	9	2	0,026
9	2	4601	11	0,631	11,12	3,75	79,89	60,39	0,133	0,008	-137	10	22	28	25	10	2	0,022
9	3	4569	12	0,668	11,04	3,36	82,94	51,83	0,12	0,013	-130	10,42	-15	21	27	11	1	0,026
10	1	4568	11	0,691	13,22	3,67	84,37	65,34	0,135	0,011	-130	10,63	13	12	25	12	1	0,026
10	2	4602	12	0,648	12,64	2,8	84,35	72,55	0,105	0,008	-162	10,5	85	-13	25	13	3	0,027
10	3	4608	10	0,601	13,26	2,97	84,48	57,92	0,097	0,01	-150	10,92	66	-21	28	14	3	0,023
11	2	4602	9	0,666	13,54	2,58	84,89	58,29	0,133	0,01	-151	10,84	131	-29	29	15	3	0,021
11	3	4608	10	0,621	13,26	2,84	84,48	57,92	0,11	0,007	-157	10,93	110	-17	27	16	3	0,02
12	1	4533	9	0,713	13,54	3,4	82,15	54,5	0,133	0,008	-144	10,96	100	-13	26	17	3	0,017
12	2	4510	8	0,79	14,16	2,05	83,59	59,37	0,136	0,008	-128	9,85	150	13	23	18	2	0,019
12	3	4465	9	0,686	12,93	2,35	82,01	62,61	0,13	0,008	-131	10,13	71	17	25	19	2	0,018

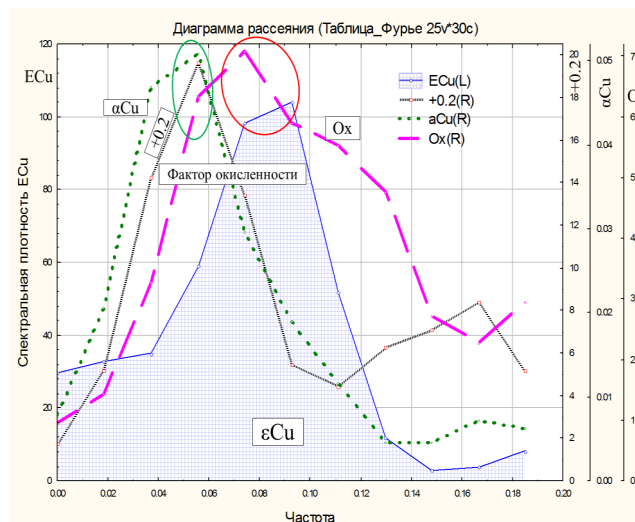


Рис. 5. Результаты разложения случайных функций $\alpha Cu=f(t)$, $+0.2=f(t)$ и $Ox=f(t)$ в ряды Фурье

подтверждается при разложении случайных функций $L=f(t)$ и $\varepsilon=f(t)$ (рис. 8).

При разложении случайной функции $L=f(t)$ и $\varepsilon=f(t)$ проявляется вторая высокочастотная гармоника ($\lambda=0.24$), которая идентифицируется как фактор действий оператора по регулированию подачи смывной воды в сливной желоб концентрата основной флотации.

Установка датчика L в сливном желобе концентрата преследовала цель избежать обрастания поверхности чувствительного элемента датчика минеральными частицами пенного слоя, обеспечить контроль обобщенного выхода концентрата основной флотации и осуществления контроля действий оператора при регулировании количества смывной воды.

В данной статье рассматривается проблема технологической типизации медно-молибденовых руд с учетом электрохимических параметров пульпы. Отмечено, что анализ мировой практики и СНГ позволяет установить только взаимосвязь достигаемых технологических показателей с вариацией значений водородного показателя. При этом не учитывается многофакторность вектора режимных параметров, применяемых на конкретном производстве. На примере месторождения Эрдэнэтийн-Овоо выделена группа информационных параметров: содержание меди в руде, содержание меди в коллективном концентрате, глубина обогащения по меди и молибдену, редокс-потенциал, характеристика кинетики поглощения пульпой сульфид-ионов в пульпе, характеристика поглотиности пульпой ионов собира-

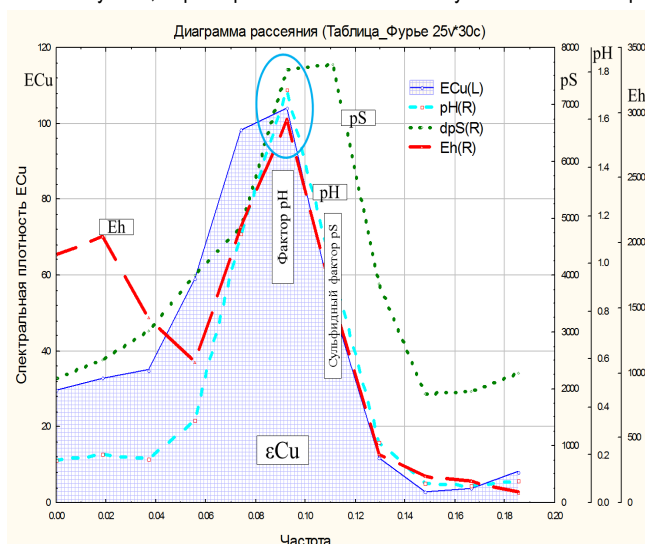


Рис. 6. Результаты разложения случайных функций $Eh=f(t)$, $pS=f(t)$, $\varepsilon=f(t)$ и $pH=f(t)$ в ряды Фурье

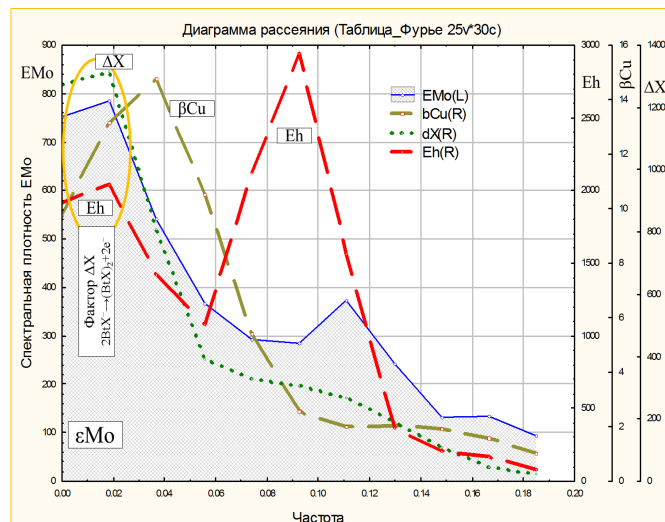


Рис. 7. Результаты разложения случайных функций $\beta Cu=f(t)$, $Eh=f(t)$, $\varepsilon Mo=f(t)$ и $\Delta X=f(t)$ в ряды Фурье

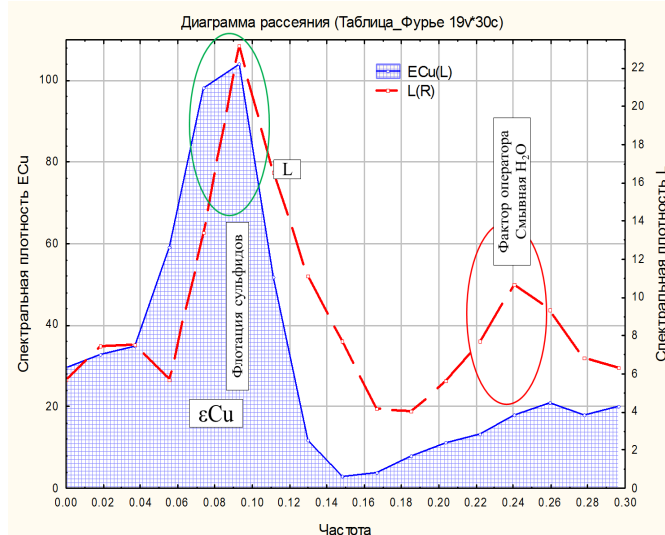


Рис. 8. Результаты разложения случайных функций $L=f(t)$ и $\varepsilon=f(t)$

теля, водородный показатель, характеристика пенообразования, отражающая наличие вмещающих гидрофобных пород и особенности формирования ионного состава пульпы на различных разновидностях шихты.

Для обработки и анализа исходных данных применены методы углубленной статистики, включающие гармоническое разложение случайных функций и факторный анализ. Выявлена взаимосвязь между содержанием меди в руде и качеством получаемого концентрата в основной операции флотации. Показано отрицательное влияние хлорит-серицитового фактора на технологические показатели. Дифференциальная диагностика показала, что степень окисленности исходной руды определяет основную дисперсию извлечения металла, а фактор крупности измельчения по классу минус 0,2мм определяет основную дисперсию качества получаемого концентрата.

Доказано, что значения режимных параметров, включая электрохимические параметры пульпы, отражают тип перерабатываемой рудной массы и оказывают существенное влияние на технологические показатели. Показана неадекватность действий оператора при управлении технологическим процессом.

Библиографический список:

1. Изюитко В.М., Машевский Г.Н., Ревнивцев В.И. Классификация руд как основа их изучения при комплексной переработке и создании АСУТП. — М., ЦНИИцветмет экономики и информ., 1981, 56 с.
2. Д. Давааспамбуу. Вещественный состав и особенности технологической минералогии руд медно-порфирового месторождения «Эрдэнэтийн Овоо». Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата геолого-минералогических наук / Монголо-Российское совместное горно-обогатительное предприятие «Эрдэнэт». — Улаанбаатар. 1995, 23 с.
3. Д. Давааспамбуу, П. Эрдэнэ-Цогт. Генетико-технологическая информативность химических составов минералов, руд и продуктов их обогащения. Горный журнал, № 2, 1998. С. 45-47.
4. Д. Давааспамбуу. Прогнозирование извлечения меди в коллективный концентрат из медно-порфировых руд на основе их стереологического анализа. Горный журнал, № 2, 1998. С. 49-51.
5. Гэзэгт Ш., Сатаев И.Ш., Давааням С. и др. Опыт флотационного обогащения медно-порфировых руд. Горный журнал, № 2, 1998. С. 55-59.
6. Дэлгэрбат Л., Кузнецов А.Ф., Щербakov А.С. Состояние и перспективы развития автоматизации и компьютеризации на СП «Эрдэнэт». Горный журнал, № 2, 1998. С. 68-74.
7. Дэлгэрбат Л. Разработка и обоснование методов повышения эффективности обогащения медно-молибденовых руд путем использования адаптивных систем управления с многоуровневыми моделями флотации. Диссертация на соискание ученой степени д.т.н. / Московский государственный Горный университет. — М., 2003, 262 с.
8. Херсонский М.И., Десятов А.Д., Карнаухов С.Н. Разработка технологии разделения медно-молибденово-пиритного продукта с применением органического депрессора на обогатительной фабрике комбината «Эрдэнэт». Семинар № 24, 2006. С. 359-364.
9. Назаров Ю.П. Особенности переработки медно-молибденовых руд, оптимизация процессов их обогащения на предприятиях Армении, Монголии и Узбекистана. Научно-практическая конференция РИВС-2008. С. 24-27.
10. Соловьева Л.М., Бондаренко О.П., Арустамян К.М. и др. Промышленное освоение новой технологии и современного оборудования НПО «РИВС» на обогатительной фабрике КОО «Предприятие «Эрдэнэт». Горный журнал, 2008. Специальный выпуск. С. 83-87.
11. Ганбаатар З., Баатархуу Ж., Гэзэгт Ш. и др. Совершенствование техники и технологии обогащения медно-молибденовых руд на обогатительной фабрике «Эрдэнэт». Горный журнал, 2008. Специальный выпуск. С. 25-27.
12. Зимин А.В., Арустамян М.А., Назаров Ю.П., Ганбаатар З. Разработка и внедрение новой технологии обогащения медно-молибденовых руд на комбинате «Эрдэнэт». Горный журнал, 2008. Специальный выпуск. С. 27-31.
13. Баатахуу Ж. Флотоактивность различных генераций пирита в обогащении медно-порфировых месторождений. Научно-практическая конференция РИВС — 2010. С. 21-26.
14. Назаров Ю.П. Комплексный подход к модернизации технологии и оборудования на предприятиях, перерабатывающих медно-молибденовые руды. Научно-практическая конференция РИВС — 2010. С. 27-29.
15. Ганбаатар З., Зимин А.В., Соловьева Л.М., Назаров Ю.П. Совершенствование технологии обогащения медно-молибденовых руд месторождения «Эрдэнэтийн Овоо». Горный журнал, № 10, 2010. С. 34-37.
16. Назаров Ю.П. Изыскание путей повышения качества медных концентратов при обогащении медно-молибденовых руд на действующих фабриках. Горный журнал, № 11, 2014. С. 49-55.
17. Зимин А.В., Назаров Ю.П., Гэзэгт Ш. Разработка основ технологии доизвлечения меди и молибдена из текущих хвостов обогатительной фабрики. Горный журнал, № 11, 2014. С. 66-69.
18. Зимин А.В., Трушин А.А., Бондаренко А.В. Вектор развития средств и систем автоматизации для горно-обогатительных производств в НПО «РИВС». Горный журнал, № 11, 2014. С. 91-95.
19. Назаров Ю.П. Опыт разработки технологии обогащения и реконструкции предприятий, перерабатывающих медно-молибденовые руды. Научно-практическая конференция РИВС — 2014. С. 24-25.
20. Гэзэгт Ш. Разработка основ технологии доизвлечения меди и молибдена из хвостов текущей добычи ОФ. Научно-практическая конференция РИВС — 2014. С. 27-29.
21. Морозов В.В., Ганбаатар З., Дэлгэрбат Л. и др. Совершенствование управления обогащением медно-молибденовых руд на основе комплексного радиометрического контроля сортности. Горный журнал, № 6, 2016. С. 82-87.
22. Арустамян К.М. Анализ зарубежной практики и СНГ при переработке медных и медно-молибденовых руд. Горный Вестник Узбекистана 2016. № 67. С. 28-32.
23. Отгонбилэг Ш. Научные основы управления качеством рудной массы. Горный журнал, 1998, № 2, С. 30 - 33.
24. Свешников Г.Б. Электрохимические процессы на сульфидных месторождениях. — Л., из-во Ленинградского университета, 1967, 160 с.
25. Нюссик Я.М., Комов И.Л. Электрохимия в геологии — Л., Наука, 1982, 240 с.
26. Гаррелс Р.М., Крайст Ч.Л. Растворы, минералы, равновесия. — М., Мир, 1968, 368 с.
27. Абрамов А.А. Теоретические основы оптимизации селективной флотации сульфидных руд. — М., Недра, 1978, 280 с.
28. Машевский Г.Н., Ковин Г. М., Смысленов В.С. Способ регулирования процесса флотации. А.с. 513723. Бюл. Изобретений 1976, № 18.

ИЗУЧЕНИЕ ФОРМЫ НАХОЖДЕНИЯ СУЛЬФИДНОЙ ВЗВЕСИ В БЫСТРООХЛАЖДЕННОМ ТЕРМИЧЕСКИ ОБРАБОТАННОМ ШЛАКЕ МПЗ АЛМАЛЫКСКОГО ГМК

Мақолада Олмалиқ кон-металлургия комбинати мис эритиш заводи печлари чиқиндилари тошқолнинг минералогик таркиби ва миқдори ўрганилиб, тошқолда йўқолаётган мис минераларини қайта ишлаш имкониятлари берилди. Тошқолни термик ишлов бериш натижасида унинг янчилиш даражаси ва ундаги мис минералларини флотация усулида бойитиш имкониятарини орттириш кўрсатилди.

Таянч иборалар: тошқол, янчилиш даражаси, флотация, бойитма, флотация, термик ишлов.

Almalyk Mining and Metallurgical Combine Copper smelting plant has been investigated to study the mineralogical composition and quantity of fossil wastes, and have the opportunity to process mined waste rock. As a result of the thermal treatment of the rock, it has been shown to increase the degree of burning and copper minerals in the flotation process.

Key words: stone level, degree of burning, flotation, enrichment, flotation, thermal treatment.

Аскарова Н.М.

старший преподаватель
Алмалыкского филиала
ТашГТУ



Эффективное планирование развития экономики невозможно без учета возможности вовлечения в переработку техногенных отходов, в которых содержание ценных компонентов часто значительно выше, чем в добываемом первичном сырье.

Ежегодно на шлаковый отвал АГМК МПЗ поступает около 500 тыс. т. отвальных шлаков с содержанием железа 30-35 %, меди до 1,5 %, золота 0,2 - 0,4 г/т. Шлаковые отвалы являются источником загрязнения окружающей среды, и, вместе с тем, могут рассматриваться как техногенное железорудное месторождение, содержащее цветные и благородные металлы.

В зависимости от исходного состава конвертерного шлака может происходить как его обогащение, так его и обеднение по сульфиду железа. Это явление связано с переносом конвертерного шлака из условий контакта с богатым штейном, и условия контакта с бедным штейном.

Экстракция магнетита штейном и взаимодиффузия окислов приводит к постепенному выравниванию их составов и формированию общего шлака. Конвертерный шлак заливается в головную часть печи, а изменение его состава происходит практически по всей его длине. В результате силицирования растворимость сульфидов в нем снижается и в условиях невысокой вязкости и длительности процесса наиболее вероятно не образование новой мелкодисперсной взвеси, а укрупнение существующей, что приводит к ускорению её ликвации. Такой процесс близок к известному процессу термогравитации, но осуществляется в изотермических условиях за счет изменения содержания SiO_2 .

После удаления основного количества исходной мелкодисперсной взвеси и повышении вязкости становится возможным образование новых объемов мелкодисперсной взвеси, которая является основной в конечном шлаке.

Образование сульфидной взвеси идет в первую очередь за счет сульфида меди, которого в ней до 80% от общего. Сульфид железа переходит в мелкодисперсную взвесь в относительно меньших количествах.

Однако термодинамически переход сульфида железа в мелкодисперсную сульфидную взвесь более вероятен, чем сульфида меди в равных условиях. Это объясняется ростом содержания сульфида меди, что приводит к росту межфазного натяжения на её границе со шлаком. Обратная картина связана с тем, что сульфид железа в шлаке гораздо больше, чем сульфид меди, что позволяет её эффективно экстрагировать, поскольку количество экстрагированного сульфида железа значительно выше. Сульфидные частицы при отражательной плавке имеют малые размеры, но количество их велико.

При содержании SiO_2 в шлаке около 38%, количество меди в нем 0,5%, а серы 0,8%, что соответствует содержанию 0,625% Cu_2S и

1,86% FeS, всего 2,485% сульфидов. При высоком содержании SiO_2 в механической взвеси содержится 75% меди (0,375% или 0,47% Cu_2S).

По данным электронного микрозондового анализа (Гинцветмет) среднее содержание меди в первичных сульфидных частицах в шлаках отражательной плавки АГМК —45% (40-50%) содержание Cu_2S 56,9%. При содержании оксидов железа 10%, содержание FeS составляет 33,1%. Общее количество мелкодисперсной взвеси составляет 0,83%.

В растворенном виде содержится 0,625-0,47=0,155% сульфида меди и 1,59% сульфида железа, всего 1,745% сульфидов. Отношение массы сульфидов, содержащихся в мелкодисперсной взвеси к растворенным, составляет 48%.

При медленном охлаждении, когда новые объёмы мелкодисперсной взвеси не образуются, возможно, предельное увеличение средней массы частицы в три раза, причем количество меди в них возрастет также в предельном случае на 25%.

Однако очень медленное охлаждение приводит к росту твердости и абразивности шлаков, следовательно затрат на их измельчение. Поэтому процесс охлаждения шлаков надо вести со скоростью, обеспечивающую приемлемую измельчаемость и извлечение сульфидных частиц, образовавшихся из первичных, в концентрат в максимальном количестве. Потери меди в этом случае с вторичной мелкодисперсной трудно извлекаемой взвесью не велики из-за незначительного содержания меди в растворенном виде. Из выше сказанного видно, что на процесс формирования конечной микроструктуры шлака влияют силы поверхностного межфазного натяжения, а также параметры диффузии, которые могут менять её структуру, даже если прочие термодинамические параметры одинаковы. Печной шлак КФП АГМК содержит основное количество меди в растворенном виде (до 80% и выше), остальная медь содержится в сульфидной взвеси. При среднем содержании меди 0,7% и серы 0,55% в шлаке содержится $0,7 \cdot 1,25 = 0,875\%$ Cu_2S , в т.ч 0,175% в сульфидной взвеси остальные 0,7% в растворенном виде. С медью связано 0,175% S. Остальная сера связана с FeS (0,375%), что соответствует 1,035% FeS. Первичные сульфидные частицы по данным Гинцветмета содержат около 60% Cu или 75% Cu_2S , содержание FeS составляет 25%. Общие массы сульфидных частиц составляют 0,175-0,6=0,291%.

В этих частицах содержится 0,218% Cu_2S и 0,073% FeS. В растворенном виде содержится 0,96% FeS.

Общее содержание сульфидов в шлаках КФП и ОП сильно не отличаются, но количество мелкодисперсной взвеси в шлаках КФП гораздо ниже и основное количество содержится в растворенном виде. Поэтому образование новых объемов мелкодисперсной взвеси приведёт к значительно большим потерям меди при флотации шлака.

Для изучения влияния скорости охлаждения на структурные свойства шлаков при охлаждении в холодной воде были отобраны пробы в разных режимах охлаждения. 1 проба отбиралась через 40 минут после

выливания, 2- после 60 минут. Макроскопически проба представляет крупную обломку 5х10см, имеющая коркообразную пластинчатую форму, текстура массы изменчива. Наблюдается прослойка толщиной 0.8см, имеющая очень плотное строение без заметных пор. Блеск таких прослоек металлическо-матовый, изменчивый по простиранию. Корка, припаянная к массе, с поверхности неровная, не блестящая, а матово-серая. На контакте с общей массой стекловатого облика заметна гребенчатая структура, образованная нитевидными плотно соприкасающимися кристаллитоподобными образованиями. Толщина прослойки, состоящая из этих выделений достигает 2-5мм. Блеск их стекляннометаллический, такой же, как в полосе с другой стороны обломка с зеркальной поверхностью. В средней части между указанными прослойками масса имеет кругловато неправильные обособленные шарообразные выпуклости плотно прижатые друг к другу так, что границы между ними не заметны. В сколах таких выпуклостей под бинокулярной лупой наблюдается концентрическое строение отдаленно напоминающее сферолиты. По объему массы местами выступают различного размера участки с медово-красной, иногда синеватой побежалостью. Возможно, тончайшие примеси меди распределяются по объему шлака неравномерно или же, они только начали агрегировать в благоприятных структурных обстановках. Твердость плотных участков приблизительно 8 по шкале Мооса. По замеру на ПМТ-3 – 1483кг/мм².

Проба 1 отличается от вышеописанной тем, что окраска шлака несколько светлая, хотя, степень черноты почти не меняется. В этом образце сколы относительно ровные, без отчетливой бугристости, сохраняющиеся в виде небольших участков в углубленных сколах. Очевидно, на рельеф поверхности влияет время возникновения контракционных трещин за счет сращения объема расплава остывающего шлака. В тех трещинах, возникших за время остывания, сначала происходит большее расширение, которое вызывает заметное разбухание обломка в сторону раскрывшейся трещины с образованием бугристого рельефа за счет отхода тепла в сторону полости трещины. Характерно ориентированное выделение вдоль слоистости микрочастиц металлической меди заметной макроскопически. В тех местах, где размеры микрочастиц металлической меди очень незначительны, проявляется медово-красная полоса побежалости, ориентированная на включения металлической меди вдоль микрослоистости. Твердость шлака по шкале Мооса почти такая же, как и в первой пробе, но по величине микротвердости несколько меньше, чем в первой пробе, не превышающая 1459-1467кг/мм².

Проба 2, взятая через 60 минут, после выливания шлака по окраске становится сероватой. Шлак здесь дробится в виде равномерно объемных кусков, размеры которых приблизительно 50х60мм. Более мелких кусков почти не образуется. Шлак при этом сохраняет массивную текстуру и отчетливую порфиловую структуру, заметную невооруженным глазом. Порфиновые выделения белого цвета изометричны, иногда слегка удлинены. Размеры их по длине около 1мм.

За редким исключением, когда наблюдаются порфиновые выделения размером до 3мм, количественно объем порфиновых выделений составляет около 10-12%. Эти выделения вероятнее всего принадлежат кристоболиту или тридимиту, которые по шкале Мооса имеют твердость меньше 7. По значению микротвердости, измеренному на ПМТ-3, находится в пределах 1437кг/мм². Микротвердость же окружающей связующей порфиновых выделений массы почти равна твердости выделений, составляющая 1430-1432кг/мм². Таким образом, можно констатировать, что размеры обломков, разделенных контракционными трещинами, с течением времени укрупняются, а твердость шлака в этом направлении несколько понижается. Вероятно, степень измельчаемости при дроблении этих шлаков в дробилках нивелируется в зависимости от размера кусков. Практической выгоды не наблюдается. На рис. 1 наблюдается первичное образование уже достаточно крупных частиц халькозина, а на рис. 2 показана уже полностью сформировавшаяся крупная частица халькопирита.

Для улучшения измельчаемости шлаков без ухудшения или при минимальном ухудшении их флотуемости, шлаки подвергают двухстадийному охлаждению.

На первой стадии в области высоких температур и жидком или полужидком состоянии шлаков, идет его медленное охлаждение, при котором формируются крупные сульфидные частицы, а после окончания этого процесса шлак подвергается быстрому охлаждению, при котором в твердой структуре образуются и консервируются термические напряжения, которые и приводят к росту измельчаемости, а иногда и самоизмельчаемости шлаков.

Впервые на основе теоретического анализа предложен способ охлаждения жидких шлаков: получение сульфидной взвеси приемлемой для флотации структуры и получение легкоизмельчаемых закаленных шлаков.

При охлаждении шлаков снижается скорость диффузии сульфидов, что ведет к образованию сульфидных частиц малого размера. В качестве реагентов-собирателей для флотации сульфидной меди испытывали ксантогенат, Т-80 и Т-92.

В результате проведенных лабораторных исследований было установлено, что на быстро охлажденный шлак затрачивается малое количество времени измельчения, но падают показатели извлечения меди – 43,3%, а медленно охлажденный шлак, наоборот, требует дополнительного времени на измельчение, но качество извлечения меди увеличивается до 70%. Опыты проводились при помоле 90% класса - 0,074мм. Результаты исследований приведены в табл.1.

Таким образом после охлаждения (т-60 минут) медных шлаков при продолжительности измельчения 90 мин. извлечение меди в концентрат составляет 69,3%.

Результаты флотации всех проб

Таблица 1

№ пробы	Продукты	Время охлаждения, мин	Выход, %	Содержание меди, %	Извлечение, %
1	Конц. II пер.	20	4,28	8,6	43,3
	хвосты		95,72	0,503	56,7
	Всего: руда		100,0	0,85	100,0
2	Конц. II пер.	30	4,016	10,6	50,08
	Хвосты		95,984	0,44	49,92
	Всего: руда		100,0	0,85	100,0
3	Конц. II пер.	40	4,17	12,5	61,3
	хвосты		95,83	0,343	38,7
	Всего: руда		100,0	0,85	100,0
4	Конц. II пер.	60	4,18	14,1	69,3
	хвосты		95,82	0,27	30,7
	Всего: руда		100,0	0,85	100,0

Библиографический список:

1. К.С. Санакулов, А.С. Хасанов. Переработка шлаков медного производства. Ташкент, изд-во «Фан» АНРУз. 2007 г. 256 с.
2. Аскарова Н.М., Хасанов А.С., Мусаев А.М. Особенности минерального состава медеплавильных шлаков АГМК // материалы научной конференции. Ташкент, 2010. С. 269 – 275.

СИНТЕЗ И СПЕКТРОСКОПИЧЕСКОЕ ИССЛЕДОВАНИЕ КООРДИНАЦИОННЫХ СОЕДИНЕНИЙ НИКЕЛЯ(II) И МЕДИ(II) С ОСНОВАНИЯМИ ШИФФА

Ушбу мақолада никел(II) ва мис(II)ларнинг Шифф асосида координатсион бирикмаларнинг синтези ва спектраскопик тадқиқ этиш усуллари байон этилган. Шифф асосида лиганд салецил альдегид ва орто – амина фенол асосида синтез қилинган олинган лиганд ИК ва ПМР спекторлар ёрдамида тузулиши тадқиқ этилди. Шифф асосли лиганд асосида никел(II) ва мис(II) ларнинг комплекс бирикмалари синтез қилинди ва олинган комплекс бирикмалар ИК ва ЭПР спектраскопия ёрдамида тузулиши қандай ҳолатда эканлиги тасдиқланди.

Таянч иборалар: комплекс бирикмалар, лиганд, Шифф асосли, конденсация, салецил альдегид, орто – амина фенол, спектраскопия, бидентантли ва монодентантли бирикмалар, таутомерия тузулишлари.

The Ligand is product of condensation salicyl aldehyde with ortho aminophenol. On the basis of the resulted Ligand, synthesized coordinated compound of Cu(II) and Ni(II). Newly synthesized complexes investigate the structural formula of IR, PR, EPR of the spectroscopic researches.

Key words: complex compounds, ligand, base of Schiff, condensation, salicyl aldehyde, ortho aminophenol, elemental analysis, spectroscop, bidentate and monodentate compounds, tautomerism.

Каримов З.Т.,
мастер произ. обучения
Учебный центр
ЦРУ НГМК
К. Х.Н



Нурназаров С.И.,
начальник ЦЛКУТ и ООС
ЦРУ НГМК



В получении чистых и сверхчистых веществ и в контроле их чистоты важная роль принадлежит комплексным соединениям. Основания Шиффа продукты конденсации альдегидов и кетонов с аминами (R-NH₂) и гидразоны являются типичными и весьма широко распространенными комплексообразующими лигандами. Огромный интерес, проявляемый к синтезу и изучению строения этих лигандов и комплексов обусловлен широкими возможностями их использования в качестве лекарственных препаратов, красителей в аналитической химии и также разделение переходных земельных металлов [1].

В качестве исходных лигандов-основания Шиффа, нами взяты продукты конденсации салицилового альдегида с орто-аминофенолом. Из-за наличия в лигандах двух подвижных протонов, замещающихся на ионы металлов при комплексообразовании, обозначим эти соединения соответственно как лиганд H₂L₁ (рис.1).

Лиганд продукты конденсации салицилового альдегида с орто-аминофенолом (H₂L₁) судя по данным спектроскопии ПМР, имеет линейное гидразонное строение (рис.2). Простейшие основания Шиффа, в которых радикалами являются атом водорода, алкильные или арильные группы, не способны проявлять бидентатный способ координации к иону металла и координируясь только через азометиновый атом азота, обычно образуют весьма неустойчивые комплексы [2].

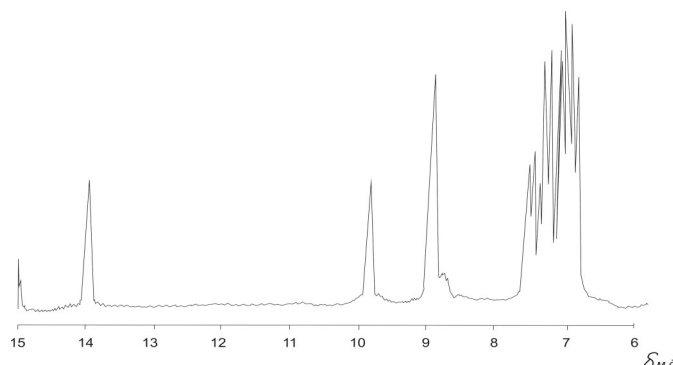


Рис.2. Спектр ПМР о-фенилимина салицилового альдегида (H₂L₁) в растворе ДМСО-d₆

Совершенно иной результат получается при наличии в одном из радикалов при азометиновой связи соединений или в одном из радикалов соединений функциональной группы, способной дополнительно координироваться к иону металла. При этом основания Шиффа образуют обычно с ионами металлов шестичленные металлоциклы, а гидрозоны – пятичленные металлоциклы (рис. 3) [3].

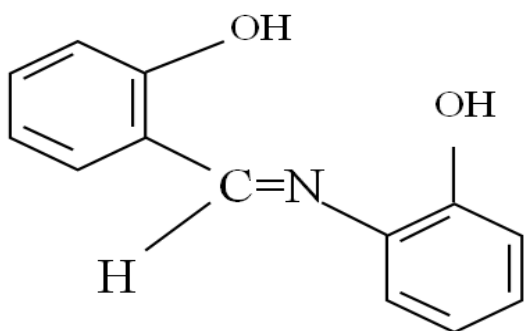


Рис. 1. График снижения химической активности увлажненного угля при разных температурах [24]: синяя линия – при t = 25 °C; красная линия – при t = 10 °C; зеленая линия – при t = 0 °C

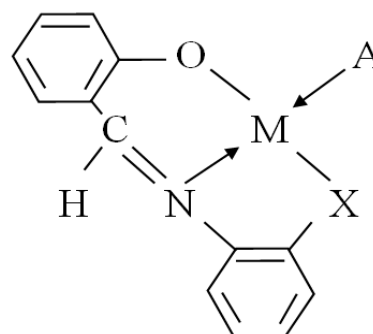


Рис.3 Фрагмент комплекса на основе о-фенилимина салицилового альдегида

Синтез координационных соединений: NiL_2A К раствору 1,065г (0,005 моля) продукты конденсации салицилового альдегида с орто-аминофенолом (H_2L_1) в 50 мл этанола, подогретого до 50-55°C, прилили насыщенный раствор 1,25г (0,005 моля) ацетата никеля (II) и один из аминов –А (аммиак, диэтиламин, пиридин). При постоянном перемешивании в течение 5 минут, после охлаждения из растворов выпадали мелкокристаллические красно-коричневые осадки, которые отфильтровали, промывали этанолом и эфиром, затем высушивали на воздухе.

Аналогично получены комплексы никеля (II) и меди (II) на основе лиганда взяты продукты конденсации салицилового альдегида с орто-аминофенолом (H_2L_1).

Таблица 1

Выходы и результат и элементного анализа продуктов конденсации о-аминофенолов с салициловым альдегидом и их комплексов

	Соединение	H_2L_1	$\text{Ni L}_1\text{NH}_3$	$\text{Ni L}_1\text{NH}(\text{C}_2\text{H}_5)_2$	$\text{Cu L}_1\text{NH}_3$
	Выход, %	80	76	75	65
Найдено %	M	-	20,52	17,26	21,56
	C	73,21	54,32	59,52	53,62
	H	5,23	4,22	5,81	4,14
	N	6,51	9,71	8,19	9,65
Вычислено %	M	-	20,56	17,2	21,65
	C	73,24	54,35	59,47	53,61
	H	5,16	4,18	5,83	4,12
	N	6,57	9,75	8,16	9,62

Выходы и данные элементного анализа приведены табл. 1.

Триденатные основания Шиффа и гидразоны обычно образуют с двухвалентными ионами переходных металлов два типа комплексов: мооядерные в которых четвертое координационное место металла занято дополнительно координированной молекулой основания (L) и димерные комплексы, в которых координационное число металла, равное четырем, реализуется за счет дополнительной координации уже связанного с металлом гитероатома (O,S) [4,5].

В работе [6] методами ИК спектроскопии и магнетохимии изучены комплексы меди (II), никеля (II), цинка (II) и кобальта (II) типа мооядерных и двуядерных комплексов. Отмечено, что в ИК спектрах комплексов наблюдается полосы поглощения при 1345-1315 см^{-1} , отнесенные к валентным колебаниям связи С-О депротонированных фенольных групп а полосы при 1600-1570 см^{-1} обусловлены валентными колебани-

ям группы $\text{C}=\text{N}$. Появление полос валентных колебаний металл-азот и металл-кислород в области 550-410 см^{-1} дало основание сделать вывод, что лиганды в указанных комплексах являются триденатными и координируются с атомом металла через атомы кислорода и азота аминогруппы.

В табл. 2 сведены отнесения сигналов в спектрах ПМР полученных комплексов никеля(II). В качестве примера спектра ПМР комплекса $\text{NiL}_2^*\text{ДЭА}$, высокополевого области спектра проявляются сигналы координированного диэтиламина. Синглет сигнала при 1,94м.д. относится к протонам аминогруппы. Протон при азометиновой связи диа-ниона лиганда находится в наиболее слабopольной области(8,93м.д.).

На рис. 4 приведены спектры ЭПР растворов комплексов $\text{CuL}_1^*\text{NH}_3$ в хлороформе при комнатной температуре. Эти комплексы имеют идентичные строения за исключением того, что во втором месте одного из координированных атомов кислорода.

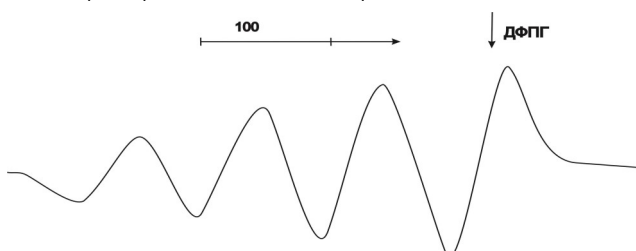


Рис.4. Спектр ЭПР $\text{CuL}_1^*\text{NH}_3$ в растворе хлороформа при комнатной температуре

Известно (7), что состав координационного полиэдра непосредственно отражается на параметрах спектров ЭПР – g – факторе и константе сверхтонкого расщепления. Это подтверждает и анализ спектров ЭПР нами полученных комплексов меди(II).

Спектр состоит из четырех линий сверхтонкой структуры, появляющейся в результате делокализации не спаренного электрона на ядрах изотопов меди 63 Cu и 65 Cu. дополнительная сверхтонкая структура из-за координированных атомов азота не наблюдается, причиной чему может служить ширина линий сверхтонкой структуры. Комплекс $\text{CuL}_1^*\text{NH}_3$ имеет состав координационного узла $\text{Cu}[\text{N}_2, \text{O}_2]$ с параметрами ЭПР: $g=2,103$, $d\text{Cu}=89,6 \cdot 10^{-4} \text{см}^{-1}$.

Таким образом, на основе продуктов конденсации салицилового альдегида с о-оксиаминофенолом (H_2L_1) получены координационных соединения типа ML^*A (M – меди(II), никеля(II), L – дважды депротонированные лиганды, A = NH_3 , Py). В результате исследование методами ИК, ПМР и ЭПР спектроскопии, установлено практически плоско-квадратное строение комплексов с N, O, O – координацией лигандов монодентатно координированного донорного основания А.

Таблица 2

Отнесение сигналов в спектрах ПМР комплексов никеля (II) с продуктов конденсации о-аминофенолов с салициловым альдегидом

Соединение	H_2L_1	$\text{NiL}_1 \text{NH}_3$	$\text{NiL}_1 \text{Py}$	$\text{NiL}_1 \text{ДЭА}$	$\text{NiL}_1 \text{ДЭА}$
Растворитель	$\text{DMCO} - d_6$	$\text{DMCO} - d_6$	CDCl_3	CDCl_3	$\text{DMCO} - d_6$
- $\text{CH}=\text{N}$ - м.д.	8,95	8,82	8,42	8,98	8,93
Сигналы координированной молекулы А*	-	-	8,88м	1,96м; 2,48м	1,94м; 2,56м
Сигналы ароматических колец	6,94м; 7,30м; 7,56м	6,82м; 7,22м; 7,60м	7,28м	6,88м; 7,30м; 7,58м	6,94м; 7,30м; 7,56м

Библиографический список:

- Парпиев Н.А., Юсупов В.Г., Якимович С.И., Шарипов Х.Т. Ацилгидразоны и их комплексы с переходными металлами. – Ташкент. – Фан. -1988. –164с.
- Тропольская Т.В., Мунин Е.Н. Гидразоны в координационной химии. – В кн.: Химия гидразонов. – М.; -Наука. -1977. –С.72-104.
- Тошев М.Т., Юсупов В.Г. и др. кристаллические и молекулярные структуры комплексов никеля (II) и меди (II) с тиаоацилгидразонами альдегидов. Журнал неорг. Химии -1992 -Т.37 -С.621-629.
- Тошев М.Т., Юсупов В.Г., Каримов З.Т., Парпиев Н.А. Синтез и кристаллическая структуры комплексов никеля(II) на основе N, O, S-координированных лигандов, пиридина и пиперидина. Журнал коорд. химия. -1992. –Т.18. -№9. - С. 974-979.
- Парпиев Н.А., Юсупов В.Г., Каримов З.Т. Координационные соединения никелья (II), кобальта (II) и меди (II) с бензоилгидразоном ацетоацетанилида. Доклады АН Уз ССР. -1987. -№ 3. –С.45-47.
- Самусь Н.М., Шляхов Э.Н. Велишко Н.Г. и др. Синтез и и противомикробная активность координационных соединения некоторых 3-d элементов с основаниями Шиффа. // Хим. Фарм. Журнал. -1989. -№9. - С. 1098-1101.
- Ларин Г.М. Изучение методом ЭПР строение комплексных соединений переходных металлов. Дис-я на соиск. учен. степ. докт. хим. наук. – Москва. -1974. 46 с.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ УПРАВЛЕНИЯ АО «УЗМЕТКОМБИНАТ» В СФЕРЕ ЗАГОТОВКИ ЛОМА И ОТХОДОВ ЧЕРНЫХ МЕТАЛЛОВ

Мақолада «Ўзметкомбинат» АЖ сўнги 10 йилликдаги фаолиятини статистик маълумотлари, амалга ошириб бўлинган ва келгусида режалаштирилаётган йирик инвестицион лойиҳалари, иккиламчи металл хом-ашё билан таъминланиш ҳақидаги маълумотлар, металл парчаларини тайёрлаш параметрларини шаклланиши ҳақида қисқача таъриф, амалдаги тизимни камчиликлари ва металл парчаларини йиғиш жараёнларини қайта қуриш, шунингдек қўшимча ҳисобга олинмаган металл парчалари шаклланиш манбаларини аниқлаш методикаси ҳақида кўрсатиб ўтилган.

Таянч иборалар: ахборот тизимлари, бошқаруви самарадорлигини оширин, металл парчалари баланси параметрларини шаклланиши, иккиламчи металл манбаларини ҳисобини юритишни ривожлантириш концепцияси, металл парчаларини йиғиш ва тайёрлаш жараёнларини қайта қуриш, «ВторМет» информацион тизими, «МеталлоФонд» информацион тизими.

The article provides statistical data on the activities of Uzmetkombinat JSC over the past 10 years, information on implemented and upcoming major investment projects, information on the availability of secondary metal raw materials, a brief description of the formation of scrap metal parameters, shortcomings of the current system and proposals for process reengineering collection of scrap metal, as well as the definition of a methodology for finding resources for additional unrecorded sources of scrap formation.

Key words: information systems, increase of management efficiency, formation of parameters of balance of scrap metal, concept of development of accounting of secondary metal resources, reengineering of processes of preparation and collection of scrap metal, information system «VtorMet», information system «MetalloFond».

Хусанов Т. Н.
главный инженер Управле-
ния «Вторчермет» АО
«Узметкомбинат»



1. АО «Узметкомбинат» и состояние сырьевой базы

Акционерное общество «Узбекский металлургический комбинат» (далее – АО «Узметкомбинат», комбинат) является крупным предприятием черной металлургии в Республике Узбекистан, которое обеспечивает производство проката черных металлов для строительной и горнодобывающей отраслей реального сектора экономики республики, а также осуществляет экспорт готовой продукции в близлежащие страны.

В Республике, в настоящее время, действуют 52 предприятия, имеющие собственное литейное производство (табл. 1), общей годовой мощностью по литью 1072,7 тыс. тонн. Литейные мощности, предназначенные для изготовления деталей для оборудования, техники и машиностроения составляют всего 97,7 тыс. тонн или 9,1% от общей мощности. Основная же мощность приходится на АО «Узметкомбинат» (82%), где ежегодно производится 880 тыс. тонн литья (слябы) для выпуска металлопроката.

Основным сырьём, которое обеспечивает функционирование сталеплавильного комплекса АО «Узметкомбинат» является лом и отходы черных металлов – металлолом.

В среднем 70% объема металлолома заготавливается внутри республики, после его первичной переработки осуществляется поставка из региональных филиалов предприятий «Вторчермет» на АО «Узметкомбинат», а оставшаяся часть завозится по импорту из сопредельных стран и Российской Федерации.

Относительно недавно в технологическом цикле комбината начали использовать новый вид металлосодержащего материала, завозимого по импорту – горячебрикетированное железо.

Горячебрикетированное железо (ГБЖ) – один из видов прямовосстановленного железа. Материал с высоким (более 90 %) содержанием железа, полученный по технологии, отличной от доменного передела. Используется в качестве сырья для производства стали. Высококачественный (с малым количеством вредных примесей) заменитель чугуна, металлолома. В отличие от чугуна, в производстве ГБЖ не используется угольный кокс. Для обеспечения оптимальных технико-экономических показателей и сохранения режима переплава используют от 15% до 40% ГБЖ при каждой плавке [1].

В настоящее время в сталеплавильном комплексе АО «Узметкомбинат» функционирует одна электродуговая сталеплавильная печь ДСП-100, проектная мощность которой позволяет осуществлять переплав до 1 млн. тонн стали ежегодно. Из статистических данных (табл. 2) за последние годы видно, что в обеспечение производства сырьем хоть и наблюдаются рост объема поставок в среднем на 1,5% ежегодно, однако неполноценная загрузка плавильных мощностей предприятия приводит к неэффективной эксплуатации сталеплавильных и прокатных комплексов.

Несмотря на исполнение прогнозных параметров по заготовке (сбору) металлолома в объеме 96-100% по республике (табл. 3), загрузка мощностей предприятия обеспечивалась на уровне 75-80%, основная причина была заключена в ограниченности вторичным сырьем, поставляемым на АО «Узметкомбинат» как из внутренних ресурсов, так и из сопредельных стран по импорту.

Дальнейшие перспективы развития черной металлургии и тяжелой промышленности в республике и в целом, обуславливают рост потребления проката черных металлов и как следствие рост использования сырья (рис. 1), в том числе для изготовления запасных частей, комплектующих и сложной машиностроительной техники, увеличение экспорта

Предприятия, имеющие собственное литейное производство

Таблица 1

№ п/п	Структурное деление предприятий	Наименование и количество предприятий, имеющих литейные производства
1	12 предприятий республиканского подчинения, суммарной мощностью 1019,3 тыс. тонн (95% от общей мощности по республике)	АО «Узметкомбинат», ГП «Навоийский ГМК», АО «Алмалыкский ГМК», АО «Узбекистон темир йуллари», АК «Узмахсусмонтажруулиш», АО «Узбекнефтегаз», «Узгазтехсантохолдинг», Минводхоз, 4 предприятия АО «Узкимёсанот»
2	40 предприятий регионального подчинения, суммарной мощностью 53,4 тыс. тонн	В г.Ташкент - 4, Республика Каракалпакстан - 3, Андижанской - 7, Ферганской - 7, Наманганской - 6, Ташкентской - 5, Бухарской - 2, Джизакской - 2, по 1 предприятию в Навоийской, Сурхандарьинской, Сырдарьинской и Хорезмской областях

Таблица 2

Динамика поставки сырья на комбинат за период 2007-2017гг.

№ п/п	Период (год)	Объем сырья тонн			Темп роста, %	
		В том числе:				
		Лом (внутрен.)	Лом (импорт)	ГБЖ(импорт)		
1	2007	509 865	203 086		712 951	-
2	2008	558 069	186 350		744 419	104,4
3	2009	554 449	206 188		760 637	102,2
4	2010	514 067	287 142		801 209	105,3
5	2011	513 617	284 153		797 770	99,6
6	2012	558 884	254 632		813 516	102,0
7	2013	558 477	274 457		832 934	102,4
8	2014	575 844	113 419	43 011	732 275	87,9
9	2015	585 727	205 348		791 075	108,0
10	2016	542 825	246 682		789 507	99,8
11	2017	576 528	168 147	69 920	814 595	103,2

готовой продукции, а также локализации и дальнейшей диверсификации изготавливаемой продукции.

В ближайший период запланирован запуск СП ООО «Ташкентский металлургический завод» (СП ООО «ТМЗ») с производственными мощностями на первом этапе 500 тыс. тонн листового проката [3].

В связи с этим на АО «Узметкомбинат» идет реализация инвестиционного проекта «Строительство литейно-прокатного комплекса» проектной мощностью 1,0 млн. тонн. Данный проект предусматривает выпуск горячекатаного листа для нужд машиностроения и отраслей республики, а также в частности листовой прокат будет поставляться в СП ООО «ТМЗ» для изготовления холоднокатаного листового проката с защитным покрытием для обеспечения нужд автомобильной промышленности и профилированного листа для строительной и других отраслей республики.

Реконструкция и расширение производственных мощностей АО «Узметкомбинат» со строительством литейно-прокатного комплекса, позволят увеличить производственные мощности комбината до 2,0-2,2 млн. тонн перерабатываемого сырья ежегодно.

Уже к началу ввода дополнительных производственных мощностей комбината дефицит в своевременных поставках основного металлургического сырья может достигнуть показателей на уровне 1,2-1,3 млн. тонн по году.

2. Законодательная база в сфере заготовки лома и отходов черных металлов

АО «Узметкомбинат» осуществляет свою деятельность в соответствии с постановлением Кабинета Министров Республики Узбекистан от 06.06.2018г. №425 «О мерах по совершенствованию порядка обращения с ломом, отходами цветных и черных металлов».

В соответствии с постановлением Президента Республики Узбекистан от 15.09.2017г. №ПП-3277 «О мерах по совершенствованию системы управления АО «Узметкомбинат» – комбинат является единственным уполномоченным органом по заготовке (закупке) лома и отходов черных металлов на территории республики.

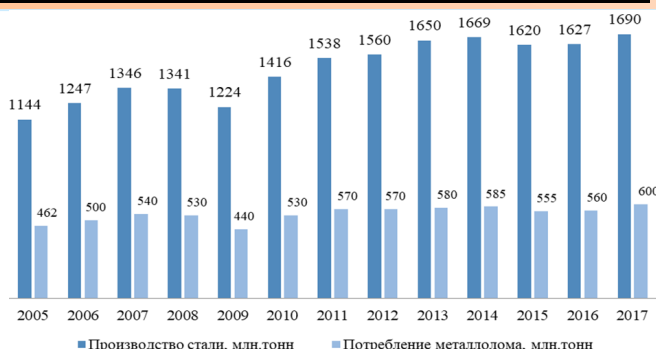


Рис.1. Диаграмма производства стали и потребление металлолома за 2005-2017 года [2]

Этим же постановлением предусмотрено создание в структуре комбината Управления «Иккиламчикораметаллар» («Вторчермет») на базе мощностей УП «Иккиламчикораметаллар» с реорганизацией региональных обществ с ограниченной ответственностью в филиалы АО «Узметкомбинат».

С этой целью была разработана и утверждена постановлением Президента Республики Узбекистан от 05.11.2018г. №ПП-4077 «Дорожная карта» дальнейшего совершенствования деятельности АО «Алмалыкский ГМК», АО «Узметкомбинат» и АО «Узторцетмет», где в частности предусмотрено следующее:

- пересмотр порядка составления и исполнения баланса заготовки лома и отходов черного металла, в том числе утверждение месячных графиков их заготовки и представление министерствами, ведомствами и хокимиятами ежемесячных отчетов по выполнению балансов;
- внесение изменений и дополнений в законодательство, предусматривающих:

- а) реализацию арестованных в рамках исполнительного производства лома, отходов черных и цветных металлов, физически и

Таблица 3

Сбор и заготовка металлолома по Республике Узбекистан за период 2007-2017 годов

№ п/п	Период (год)	Объем заготовки металлолома		Отклонение	
		Прогноз, тонн	Факт, тонн	+/-, тонн	%
1	2007	650 000	649 997	-3	100,0
2	2008	650 700	668 716	18 016	102,8
3	2009	671 261	699 810	28 549	104,3
4	2010	678 385	682 171	3 786	100,6
5	2011	645 695	645 720	25	100,0
6	2012	703 243	703 251	8	100,0
7	2013	720 000	698 031	-21 969	96,9
8	2014	723 000	728 667	5 667	100,8
9	2015	733 000	710 390	-22 610	96,9
10	2016	738 050	707 406	-30 644	95,8
11	2017	747 701	721 344	-26 357	96,5

морально устаревшего оборудования, содержащего цветные и черные металлы, АО «Узметкомбинат» и АО «Узторцветмет» по прямым договорам и свободной (договорной) цене;

б) предоставление предприятиями и организациями информации о планируемых ими списаниях (утилизации) физически изношенного и морально устаревшего оборудования, содержащего цветные и черные металлы, в АО «Узметкомбинат» и АО «Узторцветмет», а также внедрение механизмов контроля за выполнением данных обязательств;

- усиление взаимодействия правоохранительных органов и контролирующих органов по предотвращению незаконной заготовки, приобретения, использования и сбыта цветных металлов, их лома и отходов, а также лома и отходов черных металлов.

3. Реализованные инвестиционные проекты и дальнейшее перспективные направления развития комбината до 2022 года

Для реализации производственных программ, увеличения производственных мощностей, диверсификации продукции, дальнейшей локализации потребляемого сырья, комплектующих и запасных частей на АО «Узметкомбинат» был реализован ряд инвестиционных проектов за период 2007-2017 гг. (табл. 4).

За истекший 2018 год было введено новое производство: «Организация производства ферросилиция на базе АО «Узметкомбинат», - позволяющая полностью локализовать необходимый для технологического передела сырьевой материал.

В соответствии с постановлением Кабинета Министров Республики Узбекистан от 05.11.2018 г. № 911 «О мерах по реализации инвестиционных проектов и эффективному использованию объектов АО «Узметкомбинат», - комбинат до 2022 года привлечет 474,5 млн. долларов для реализации следующих инвестиционных проектов и создания около 870 новых рабочих мест: строительство литейно-прокатного комплекса; обновление и модернизация металлургического оборудования; ввод в эксплуатацию мощностей по производству ферросиликомарганца; организация производства катанки на стане «300» СПЦ-2; строительство трубного производства; организация участка по производству древесной щепы и брикетирования производственной пыли ферросплавов; организация цеха по производству нестандартных стальных металлоконструкций; организация участка по приему и переработке лома.

Проекты будут реализованы в 2019-2022 годы. Практически все они будут профинансированы собственными средствами комбината, за исключением строительства литейно-прокатного комплекса, где из 377,5 млн. долларов прямые иностранные инвестиции и кредиты составляют 339,8 млн. долларов.

Перспективными проектами для дальнейшего развития деятельности комбината по программам межотраслевого кооперирования могут стать: реконструкция литейного производства, организация производства металлокорда для шинной промышленности, организация производства крепежных деталей для машиностроительной про-

мышленности, организация производства стальных канатов, разработка месторождения Тебинбулак с дальнейшим получением стали.

4. Первичная сырьевая база месторождения «Тебинбулак», текущее состояние и перспектива развития

Развитие собственной первичной сырьевой базы железосодержащего месторождения «Тебинбулак» оправдано, но требует капиталоемких вложений на уровне 2,0-2,2 млрд. долларов, которые также повлекут за собой долгий срок геологических работ, разработки и ведения горных работ, масштабные строительные работы по обогащению и металлургическому комплексам, что осуществимо в период не менее чем в 3-5 лет.

Постановлением Президента Республики Узбекистан от 12.01.2018г. №ПП-3473 «Об организации работ по реализации инвестиционного проекта «Строительство горно-металлургического комплекса на базе месторождения Тебинбулак» определен ввод горно-металлургического комплекса с производственной мощностью до 1 млн. тонн стальной продукции в год, предусмотрев начало эксплуатации комплекса в 2024 году (табл.5).

Месторождение «Тебинбулак» расположено в Республике Каракалпакстан в 60 км к юго-востоку от г. Нукуса, в Караузакском районе, в 8 км от железнодорожной станции Караузак. Руды месторождения относятся к бедным ванадийсодержащим титаномагнетитам, аналогичным рудам качканарской группы месторождений. По методу добычи месторождение относится к разрабатываем открытым способом (рис. 2) [4].

Исследованиями АО «УРАЛМЕХАНОБР» (Россия) установлено, что методом магнитной сепарации из исходной руды, содержащей 16,5% железа; 0,18 % ванадия; 2,0 % титана, может быть получен титаномагнетитовый концентрат с содержанием Fe-65,5% [5].

Основными экспортными металлического сырья для АО «Узметкомбинат» могут быть страны Центральной Азии, однако объем поставок металлического лома из года в год снижается в виду запретных санкций на вывоз вторичного металлического сырья для

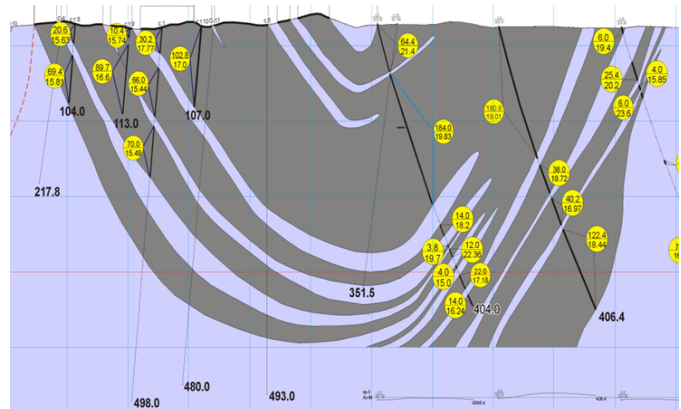


Рис 2. Геологический разрез по геологической линии месторождения «Тебинбулак»

Таблица 4

Инвестиционные проекты, реализованные за 2007-2017 года	
Техническое перевооружение передела шихтоподготовки комбината	Модернизация Копрового цеха по переработке металлолома.
Модернизация и техническое перевооружение сталеплавильного комплекса комбината	Реконструкция насосно-аккумуляторной станции ДСП-100 УМК с заменой регулятора мощности дуги. Реконструкция машины непрерывного литья заготовок (МНЛЗ №3 ЭСПЦ) с переходом разливы стали сечением 200×200 мм с внедрением энергосберегающих технологий. Расширение производственных мощностей со строительством установки для вакуумирования жидкой стали с реконструкцией агрегата комплексной обработки стали.
Модернизация и техническое перевооружение прокатных комплексов комбината	Реконструкция методической нагревательной печи Сортопрокатного цеха №2. Модернизация электрооборудования и систем автоматизированного управления проката стана «300» СПЦ-2. Реконструкция методической нагревательной печи Сортопрокатного цеха №1.
Модернизация и техническое перевооружение вспомогательных цехов комбината	Модернизация электрооборудования подстанции «Печная» с установкой компенсирующих устройств и замена средств релейной защиты. Реконструкция котла-утилизатора ПКК-75/24 Сортопрокатного цеха №2. Замена устаревшего оборудования Блока К-5 №2 на современную установку разделения воздуха.
Диверсификация производства комбината	Организация производства медной и латунной фольги. Организация производства электротехнической медной полосы. Организация производства теплоизоляционных материалов на основе базальта (минеральная вата, маты и плиты).

Запасы месторождения «Тебинбулак»

Таблица 5

Категория	В+С1	С2
Руда, млн. тонн	675,3	534,6
Среднее содержание Fe	19,5%	18,8%
Железо, млн. тонн	131,6	96,2

обеспечения собственного производства подготовленным сырьём, а также строительством собственных металлургических заводов осуществляющих переплав металлолома.

До ввода горно-металлургического комплекса Тебинбулак, стабильным партнером в обеспечении вторичным сырьем и полуфабрикатами могут служить металлургические предприятия России. Организация поставок ГБЖ из металлургических предприятий России и своевременное решение о заводе металлических заготовок из сопредельных стран за прошедший год позволило запланировать и достичь использование установленных мощностей сталеплавильного комплекса с достижением производства товарной продукции за 2018 год на 105,4% к прогнозу, с темпом роста 144,1%.

5. Процесс формирования баланса заготовки металлолома

Постановлением Кабинета Министров Республики Узбекистан от 06.06.2018 г. № 425 «О мерах по совершенствованию порядка обращения с ломом, отходами цветных и черных металлов» установлено регулирование отношений в области обращения с ломом, отходами цветных и черных металлов, их рационального использования и глубокой переработки для получения продукции с высокой добавленной стоимостью. Укрупненная схема процесса обращения с ломом, отходами черных металлов, разработанная по результатам анализа основных положений постановления, представлена на рис. 3.

Результатом последнего является постановление Президента Республики Узбекистан и Прогнозные задания министерствам, ведомствам, хозяйственным объединениям, Совету Министров Республики Каракалпакстан, хокимиятам областей и г.Ташкента, согласно которым прогнозируется и планируется сдача определенных объемов металлолома в течение года с разбивкой по кварталам и месяцам в соответствии с установленной АО «Узметкомбинат» производственной программе.

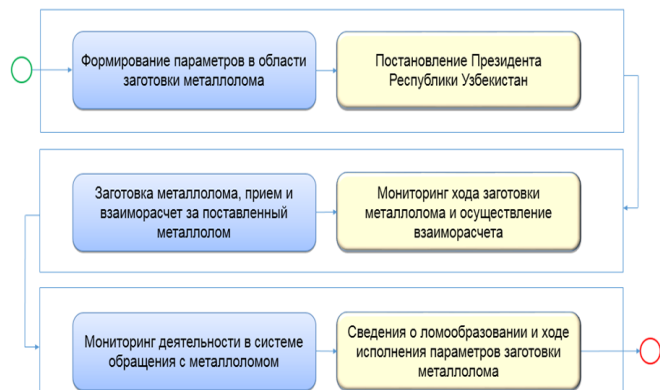


Рис 3. Укрупненная схема обращения с ломом, отходами черных металлов

В рамках Положения была проведена декомпозиция бизнес процессов (БП) по трем крупным направлениям (рис. 4).

Недостатки и замечания действующей системы заготовки (сбора) металлолома в основном заключаются в продолжение планового установления объемов сдачи металлолома для министерств, ведомств, хозяйственных объединений, порой без объективного подхода к оценке имеющихся ресурсов, обеспечивающих ломообразование.

В ходе формирования базы ломосдатчиков государственные органы имеют в настоящее время небольшой набор инструментов для прогнозирования реальной ситуации и вовлечения всех ресурсов вторичных металлов. Требуется более детальное изучение ситуации с завозом металлических материалов в республику, создание системы его учета и прогнозирования выхода отходов, пригодных к переплаву. Так отчетность по образованию металлолома представляется в Гос-



Рис. 4. Бизнес процессы системы обращения с ломом, отходами черных металлов

комстат Республики Узбекистан на ежеквартальной основе лишь крупными хозяйствующими субъектами, ведомствами и министерствами, некоторыми подотчетными местным органам управления предприятиями, но сквозной учет не налажен.

6. Предложения по реинжинирингу процесса заготовки металлолома и оборота металлических отходов

Формирование прогнозных параметров заготовки металлолома осуществляется Министерством экономики и промышленности Республики Узбекистан (в соответствии с Указом Президента Республики Узбекистан от 10.01.2019 г. № УП-5621, Минэкономки переименован в Минэкономпром) при содействии Государственного комитета Республики Узбекистан по статистике (далее – Госкомстат) и других заинтересованных государственных органов.

Схема формирования параметров заготовки металлолома по республике приведена на рис. 5.

Госкомстат, имея обобщенную информацию о деятельности малых производств, а также статистические данные о крупных производственных объединениях предоставляет Минэкономпрому сведения о потребляемом количестве металлического сырья, производстве готовой продукции, а также как следствие сведения об образующихся отходах цветных и черных металлов на основе ежеквартальных отчетов.

Минэкономпром в свою очередь направляет запросы во все министерства, ведомства, крупные хозяйственные объединения, органы местного управления о потребном количестве металлолома и о его образовании для формирования параметров заготовки.

Также изучается прогнозируемые на экспорт объемы готовой товарной продукции из металла, так называемый валютный баланс, проводится согласование объемов потребления металлопроката с Министерством финансов и Товарно-сырьевой биржей Республики Узбекистан необходимого на внутренний рынок.

Разработка материальных балансов осуществляются в соответствии с постановлением Кабинета Министров Республики Узбекистан от 28.06.2006 г. № 124 «Об утверждении Положения о порядке разработки и внесения на утверждение материальных балансов».

В соответствии с Положением о порядке разработки и внесения на утверждение материальных балансов, которое регламентирует порядок взаимодействия министерств, ведомств, хозяйственных объединений и информационно-аналитических департаментов Кабинета Министров Республики Узбекистан, определяет порядок и сроки разработки и внесения на утверждение проектов материальных балансов производства и использования основных видов сырья, материалов и готовой продукции. Схема разработки баланса заготовки лома, отходов черных металлов приведена на рис. 6.

До внесения проекта материального баланса в Минэкономпром, АО «Узметкомбинат» разрабатывает сценарные варианты прогнозных материальных балансов на уровне отрасли с учетом оценки фактических результатов развития отрасли за I полугодие текущего года (за девять месяцев, если по утвержденному графику проект вносится в октябре месяце и позднее) и прогнозов на текущий год.

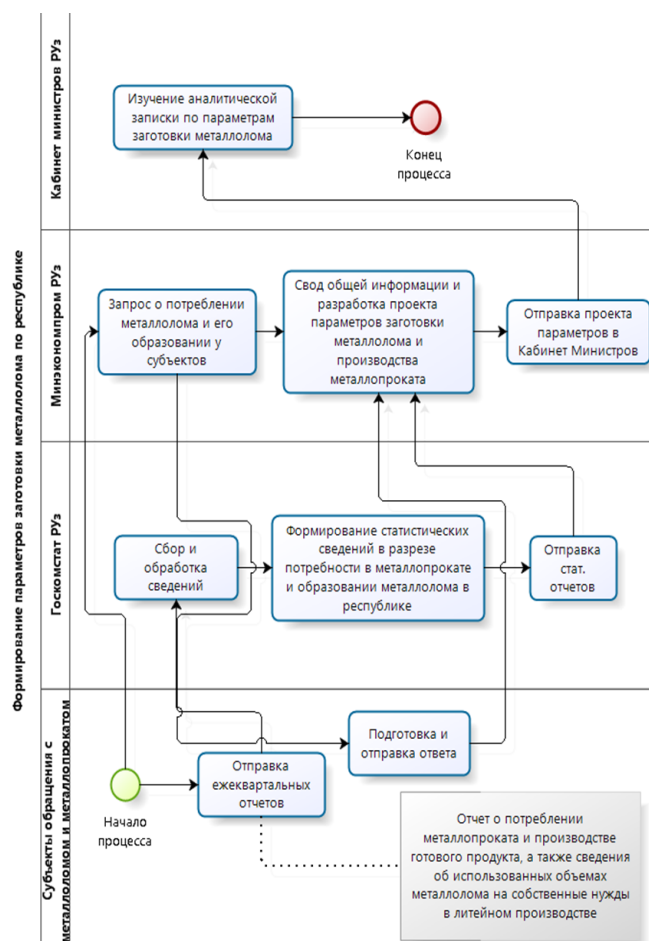


Рис. 5. Схема формирования параметров заготовки металлолома по республике

Проект материального баланса по АО «Узметкомбинат» вносится ежегодно в Минэкономпром до 1 октября месяца, в установленном порядке. В случае несоблюдения требований проект материального баланса возвращается в 2-х дневный срок разработчикам с учетом указания конкретных замечаний. При этом доработанный вариант проекта материального баланса вносится повторно в срок не более 3-х дней.

Далее проект материального баланса рассматривается в Минэкономпроме рабочими группами с учетом прогнозных параметров отраслевых программ развития, Инвестиционной программы, экспорта, потребности государственного стратегического резерва и общих показателей темпов экономического роста. Далее рабочая группа в установленные графиком сроки осуществляет экспертизу и вносит проект баланса в Кабинет Министров за подписью министра Минэкономпрома. Ориентировочный срок рассмотрения не более 40 дней.

Рассмотрение в Кабинете Министров проектов правительственных решений об утверждении соответствующих материальных балансов осуществляется в соответствии с Регламентом Кабинета Министров. При необходимости, возвращение проектов материальных балансов и соответствующих решений об их утверждении может быть осуществлено в порядке и сроки, установленные Регламентом Кабинета Министров. При этом документы подлежат доработке в рабочей группе с учетом замечаний и повторному внесению в Кабинет Министров, но не позднее чем в 3-х дневный срок со дня их возвращения Кабинетом Министров. Подготовка к рассмотрению внесенных проектов материальных балансов осуществляется соответствующими информационно-аналитическими департаментами Кабинета Министров в 10-ти дневный срок. Продление указанного срока допускается только по решению Премьер-министра Республики Узбекистан.

Рассмотрение проектов материальных балансов в администрации Президента Республики Узбекистан осуществляется в порядке, установленном постановлением Президента Республики Узбекистан

от 28.07.2017 г. № ПП-3161 «Об утверждении Регламента аппарата Президента Республики Узбекистан».

Как правило, постановление Президента Республики Узбекистан о параметрах заготовки металлолома, производства и потребления проката черных металлов выходит до начала предстоящего производственного года.

Проведение автоматизации данных бизнес процессов, разработка и внедрение информационных систем, нацеленных на учет, анализ, внедрение норм расхода металлов и выхода отходов, кооперации их деятельности в одной информационной платформе по всем предприятиям задействованных в отрасли черной металлургии позволит детальной прогнозировать ситуацию с сырьевой базой вторичных черных металлов, сократить оборот отходов металлов в теневом секторе, а также будет способствовать к переходу функционирования частного предпринимательства в легальной сфере.

7. Научный подход к учету образования и потребления черного металлолома внутри республики

Вопрос изучения сырьевой базы вторичных черных металлов с научной точки зрения последний раз был рассмотрен в 1989 году межотраслевым научно-производственным центром «Каскад» по заказу Республиканского производственного объединения (РПО) «Вторчермет», что было обусловлено неудовлетворительным состоянием заготовки металлолома и высокими затратами на его сбор, подготовку и транспортировку в условиях отсутствия материальной заинтересованности ломосдатчиков в выполнении плана сдачи лома черных металлов. По итогам изучения действовавшей на тот момент системы заготовки металлолома были предложены и в дальнейшем реализованы меры по подготовке специалистов по качественной разделке и переработке металлолома, приобретена необходимая техника (электрические грейферные краны и гидравлические пакетир-пресса), организованы специализированные бригады по подготовке и транспортировке металлолома РПО «Вторчермет», оснащенных высокопроизводительной техникой и транспортом, увеличена численность работников непосредственно занятых в поиске и закупке лома, проведена дифференциация закупочных цен, а также проведена материальная стимуляция заготовительных организаций за счет снижения заготовительных цен на лом [6].

Методика определения ресурсов лома основывалась на определении (оценке) отходов при производстве черных металлов, отходов металлообработки, определение объемов металла от ликвидации и ремонтов основных фондов и выхода амортизационного лома [7].

8. Выводы и предложения по дальнейшему развитию сырьевой базы АО «Узметкомбинат»

В Послании Президента Республики Узбекистан Мирзиёва Ш.М. Олий Мажлису от 28 декабря 2018 года дан импульс для развития и внедрения цифровой экономики, предусматривающий обновление всех сфер экономики на базе цифровых технологий, и на этой основе внедрение программы «Цифровой Узбекистан – 2030», которая позволит обеспечить прозрачность процессов и искоренения коррупции во всех сферах деятельности государства [8].

В связи с этим рассмотрев статистические данные, действующую законодательную базу, реализованные и намеченные инвестиционные проекты, процесс и процедуры формирования баланса заготовки лома и отходов черных металлов, предложения по реинжинирингу бизнес процессов в сфере заготовки металлолома, исследования по определению металлургического фонда Республики, на следующий комплекс мероприятий:

1. Разработка концепции и внедрение Информационной системы (ИС) «ВторМет» – автоматизированная система, направленная на сбор, анализ, передачу, хранение, мониторинг и управление деятельностью филиалов «Вторчермет» со стороны Управления «Вторчермет» АО «Узметкомбинат», т.е. его территориальных подразделений, а также предоставление услуг органам государственного управления, государственной власти на местах, органам самоуправления граждан, субъектам предпринимательства (физическим и юридическим лицам), участвующих в процессах связанных с обращением и заготовкой (сдачей) лома, отходов черных металлов.

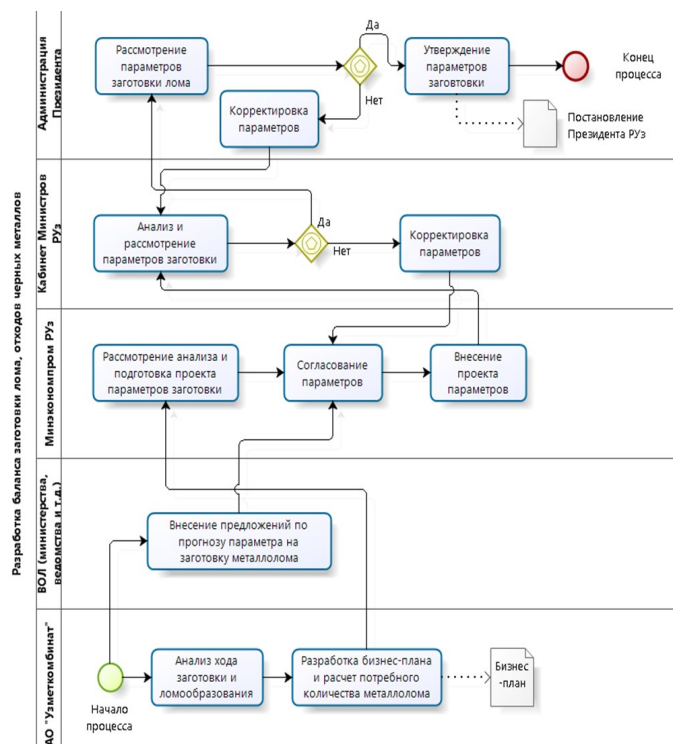


Рис. 6. Схема разработки баланса заготовки лома, отходов черных металлов

Конечной целью создания ИС «ВторМет» является создание и внедрение автоматизированной системы учёта в сферах заключения договоров на сдачу металлолома, процесса заготовки (сбора и приёма) металлолома и взаиморасчёта за его поставку, а также систему сбора технологических данных для мониторинга производственной деятельности всех участков и цехов филиалов «Вторчермет»; повышение эффективности работы региональных структурных подразделений, путем обеспечения прозрачности за процессами приемки металлолома и взаиморасчета с ломосдатчиками за его поставку; предоставление оперативных достоверных сведений другим министерствам и ведомствам, сопутствующую оптимизацию учёта и отчётности в рамках региона, субъекта и заданного отрезка времени путём внедрения информационных технологий [9].

2. Кооперация деятельности цехов и участков предприятий АО «Узметкомбинат» и АО «Узторцветмет» в процессах своей деятельности позволит более эффективно проводить сбор и заготовку бытового металлолома от населения, а также пропорционально распределить производственные издержки по расходам, связанным с маркетингом, транспортировкой, разделкой металлолома и оплатой труда по этим мероприятиям.

3. Разработка и внедрение программного комплекса – Межведомственной информационной системы (МИС) «Металлофонд» совместно с Государственным комитетом по статистике, Таможенным комитетом,

Министерством финансов и другими заинтересованными органами и сторонами Республики Узбекистан, учитывающую баланс ввоза металлических материалов, в том числе оборудования и технологий, их учет, амортизацию, выбытие; контроль потребления импортных металлов; мониторинг деятельности литейных производств; обеспечивающую электронную отчетность о заготовке и потреблении металлолома посредством последовательной интеграции ИС «ВторМет».

Внедрение МИС «Металлофонд» и учета материального баланса металлических ресурсов необходимо предусмотреть в два этапа: крупные предприятия – в первую очередь, а затем малые предприятия – в сквозном порядке. Это позволит эффективно управлять потоками и ресурсами металлов и их отходов, а также вести на постоянной основе мониторинг ресурсной базы вторичных цветных и черных металлов.

4. Преобразование системы сбора металлолома в отдельную структуру, создание специальной площадки для легальной деятельности предприятий по сбору и продаже металлолома, их регистрации и обеспечения с их стороны выполнения необходимых требований по безопасности вторичного сырья, последующая организация продажи заготовленного металлолома через товарно-сырьевую биржу, ведение гибкой политики в закупочных ценах на металлолом, расширение сети приемочных пунктов и организация сбора лома на выездной основе.

5. Усилить контроль и меры ответственности за незаконное использование и вывоз (контрабанду) лома, отходов черных и цветных металлов, а также требования по утилизации и обеззараживанию пришедших в непригодность техники и оборудования подлежащего к сдаче в виде металлолома.

6. Разработка и внедрение Положения о применении низкой налоговой ставки и освобождения от таможенных платежей, применения налоговых льгот для предприятий, которые ввозят новые технологии (оборудование и агрегаты) и соответственно производят утилизацию морально устаревших основных фондов (технологических линий и производств).

7. Разработка механизма и нормативного акта об упорядочивании деятельности судебных исполнителей при ликвидации и банкротстве убыточных предприятий, предусматривающего обязательную сдачу выявленного металлолома, морально устаревшей и физически изношенной техники и оборудования.

8. Поиск иностранных партнеров для реализации разработки месторождения «Тебинбулак» на долгосрочной основе по-прежнему одно из перспективнейших направлений в решении проблем с сырьевой базой всей черной металлургии республики.

Решение финансирования данного крупнейшего инвестиционного проекта возможно без прямого государственного участия, а с учетом вовлечения частного партнерства с ориентацией производства и выпуска на месте высоколиквидной экспортоориентированной продукции, с созданием новой производственной единицы в Республике Каракалпакстан, соответственно подготовка кадрового состава и новых специальностей.

Библиографический список:

1. Юсфин Ю.С., Гиммельфарб А.А., Пашков Н.Ф. Новые процессы производства металла. – Москва: Металлургия, 1994. – С. 180-193. – 320 с. – ISBN 5-229-02229-X.
2. По данным сайта www.statista.com. Режим доступа: <https://www.statista.com/statistics/270835/world-steel-production-and-scrap-consumption/>.
3. Данные официального сайта - Группа компаний «МетПром». Режим доступа: <https://metprom.net/projects/1372/>.
4. Рустамов Б.З., автореферат «О мерах по развитию сырьевой базы АО «Узметкомбинат» путем дальнейшего освоения и вовлечения в отработку новых перспективных месторождений железосодержащих руд», АО «Узметкомбинат», 2016.
5. Газалеева Г.И., Сопина Н.А., Мушкетев А.А. «Разработка технологии обогащения железных руд месторождения Тебинбулак», ОАО «Уралмеханобр», «Горный журнал» выпуск №9, 2014, С. 23-28.
6. Технично-экономическое обоснование предложенной новой технологической системы заготовки металлолома в Узбекской ССР, Межотраслевой научно-производственный центр «Каскад», Узбекистан, 1989.
7. Отчет о работе «Оценка ресурсов лома черных металлов по Республике Узбекистан на 1993 год и до 2000 года», Научно-исследовательский и проектный институт по вторичным черным металлам НИПИвторчермет, Российская Федерация, 1993.
8. Послание Президента Республики Узбекистан Мирзиёва Ш.М. Олий Мажлису от 28.12.2018г. Режим доступа: <https://president.uz/ru/lists/view/2228>.
9. «Интерактив давлат хизматлари такомиллаштиришнинг долзарб муаммолари» мавзусидаги республика илмий-амалий конференцияси материаллар тўплами, Ўзбекистон Республикаси Президенти ҳузуридаги Давлат бошқарув академияси, 2018, С.55 – 59.

РАЗРАБОТКА ТЕХНОЛОГИИ ПОЛУЧЕНИЯ АФФИНИРОВАННОГО ПАЛЛАДИЕВОГО ПОРОШКА ИЗ ОТРАБОТАННЫХ ЭЛЕКТРОЛИТОВ

Ушбу мақолада "ОКМК" АЖ мис эритиш заводининг ташланма эритмаларидан тозаланган кукунсимон ҳамда қўйма палладий ажратиб олиш жараёнларини ўрганиш ва тадқиқод қилиш натижасида палладий ишлаб чиқариш технологияси кўрсаткичлари ёритилган. Шунингдек мақоладан тозаланган палладийда қўшимча металллар миқдорини камайтириш усуллари келтирилган. Палладий металини шох ароғида эритиш жараёни параметрлари, афзалликлари ва таҳлил натижалари, эритмалардан палладийни селектив чўктириш усуллари, уни қўшимчалардан максимал даражада арзон технологияларни қўллаш орқали тозалаш билан юқори иқтисодий самарадорликка эришиш воситалари тасвирланган.

Таянч иборалар: тозаланган палладий кукун, шох ароғи, технологик схемалар, электролит эритмаси, селектив чўктириш, чўкма, танлаб эритиш, куйинди, хлорид кислотаси.

The article discusses the processing of waste solutions of the AGMK copper plant, and as a result of research, a technology has been developed for producing refined palladium in powder and in ingot. Also, cleaning methods for reducing impurities in the composition of refined palladium are given. The results of aqua regia dissolution, advantages, leaching parameters are analyzed and methods for the selective precipitation of palladium from solutions are given, the maximum degree of purification of palladium using low-cost and simple technologies is substantiated, and to achieve high economic performance.

Key words: refined palladium powder, aqua regia, technological schemes, electrolyte solution, selective precipitation, precipitate, leaching, calcine, hydrochloric acid.

Хурсанов А.Х.,
Председатель правления
АО "АГМК"



Хасанов А.С.,
зам. главного инженера по
науке АО "АГМК",
д.т.н., профессор



Вохидов Б.Р.,
старший преподаватель
кафедры «Металлургия»
НГГИ



В настоящее время в мире производится 6,7 млн. унций палладия. Спрос на этот металл составляет – 10,2 млн. унций, а стоимость металла возросла в 1,5 раза до \$1065,2 за унцию к концу 2018 года. В 2019 г. дефицит на рынке палладия сохранится, цена на металл вырастет на 14% до \$1120 за унцию (прогноз «Инвестиции в драгметаллы 2018/19», Metals Focus и Институт геотехнологий). Данная тенденция объясняется рекордным спросом на металл в промышленности, в первую очередь в автомобилестроении [1].

Крупнейшее месторождение палладия находится в России (Норильск, Талнах). Также известны месторождения в Трансваале (Африка), Канаде, Аляске, Австралии, Колумбии. Крупнейший в мире производитель палладия – «Норникель» (40% мирового производства, 2,78 млн. тройских унций в по состоянию на 2017 г.). Основные поставщики Великобритании, ЮАР и Российская Федерация.

Очень ценным свойством палладия является его относительно низкая цена. В наши дни его цена в пять раз меньше, чем платины. Именно это качество палладия делает его самым перспективным из всех платиновых металлов, расширяя сферы его использования. Сегодня палладий производят десятками тонн в год. Он стал более доступным по сравнению с другими платиновыми металлами, что приводит ко всё большему применению его в технике. В связи с этим, в случаях, когда это возможно, им часто заменяют платину.

Современную промышленность сложно представить без палладия. Он широко применяется в электронике и в химической промышленности, служит катализатором, из него изготавливают химическую посуду и другое стойкое к кислотным воздействиям оборудование.

В Республике Узбекистан палладий получают в АО «Навоийский ГМК» в виде аффинированного порошка. С 1991 года в АО «Алмалыкский ГМК» также начали частично извлекать палладий с массовой долей 70-80 % в порошке.

Известен способ получения аффинированного палладия из платинопалладиевых хлоридных растворов. Он включает осаждение соли гексахлороплатината аммония при комнатной температуре, отделение соли фильтрацией и комплекс известных операций аффинажа палладия [1].

Основным недостатком данного способа является повышенная концентрация платины в растворе палладия после осаждения и фильтрации соли гексахлороплатината аммония. Этот недостаток обусловлен не столько неполнотой осаждения платины, но, главным образом, повышенным содержанием платины в аффинированном палладии и усложнением технологии его аффинажа, т.к. очистка палладия от платины в процессе аффинажа наиболее сложна по сравнению с другими примесными металлами и наименее эффективна.

Сотрудниками и руководством МПЗ было исследовано «Извлечение палладия из растворов аффинажа золота и серебра в ЦАЗиС». Предложенная технологическая схема состоит из 12 операций с продолжительностью процесса 20-30ч, а положительный экономический эффект достигается за счет содержания 100мг палладия в одном литре раствора.

В результате исследования была разработана новая технологическая схема (рис.1), состоящая из 14 операций и продолжительностью цикла 24-26ч. При этом рентабельное извлечение получается из растворов с содержанием палладия 50мг на 1 литр с извлечением палладия более 80% (вместо 55-65 % по ранее разработанной схеме).

Для извлечения палладия из электролитных растворов серебра производятся следующие операции.

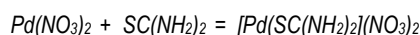
Получение палладиевых растворов из растворов серебряного электролиза и растворов кислотной обработки шламов.

Для извлечения палладия из растворов серебра и после кислотной обработки шламов отбирается проба для определения содержания серебра, золота и палладия.

Палладий в растворе находится в нитратном состоянии $Pd(NO_3)_2$ его содержания в растворе составляет пределах 50-200мг на литре.

Осаждение палладиотиомачевинового комплекса, фильтрация и сушка.

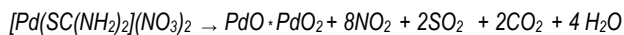
Осаждение палладиотиомачевинового комплекса производится в реакторе при включенной мешалке в течении 15-30 мин. Время отстоя тиомачевинового комплекса составляет до 24 ч.



Палладиотиомачевиновый комплекс остается на дне реактора до следующего поступления раствора. После накопления ТМ в количестве

1500-2000 г. по палладию, осадок фильтруется через нутч-фильтр, промывается дистиллированной водой до pH – 5, подсушивается под вакуумом и далее отсушенный кек направляют на процесс обжига. После осаждения содержание палладия в обработанном растворе составляет 1мг/л, остальная часть переходит в состав осадка.

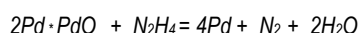
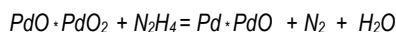
Отсушенный продукт поступает в обжиговую печь для последующего обжига в течение 3-4 ч при температуре 500-600°C. При обжиге осадок палладия разлагается следующим образом.



Конец обжига определяется по прекращению газовой выделению. После обжига черновой палладиевый продукт подвергается к измельчению на истирателе.

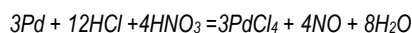
Восстановление в растворе гидразина и отмывка:

Палладиевый продукт восстанавливается в растворе гидразина.



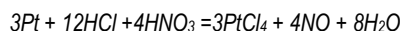
После окончания процесса восстановления палладиевой полупродукт хорошо отмывается дистиллированной водой от остатков гидразина и ставится на подсушивание при температуре 100-110°C.

Растворение в "царской водке (HNO₃:3HCl)". Растворение производится при постоянном подогреве 1-2ч. Подсушенный палладиевый продукт маленькими порциями засыпается в подогретую ёмкость V – 0,01м³ со смесью концентрированной азотной и соляной кислот (царская водка), расход царской водки составляет 2л на 100г Pd порошка.

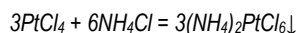


Содержания палладия в растворе составляет свыше 50г/л.

Одновременно вместе с палладием растворяется частично платина и переходит в раствор.



С целью очистки от платины и для селективного ее выделения раствор обрабатывают малым количеством соли аммоний хлорида в реакторе при механическом перемешивании. Расход хлорида аммония 25г.



Осажденную платину разделяют от раствора фильтрацией. Осадок идет на дальнейшую переработку, а раствор, содержащий ценные компоненты идет на нейтрализацию с последующим осаждением раствора от примеси.

Для селективного выделения палладия, в раствор добавляется аммиачная вода, при этом палладий остается в растворе, а примеси осаждаются и переходят в состав кека.

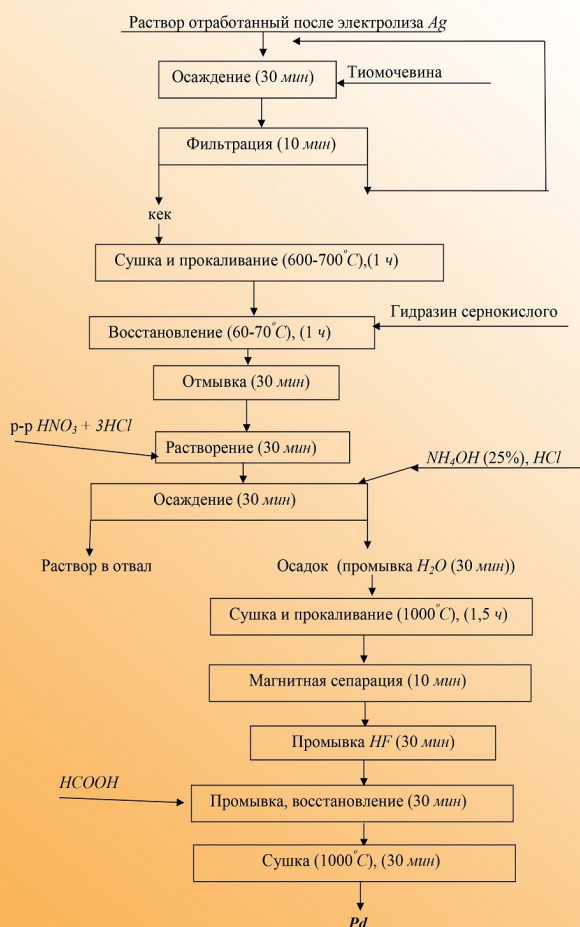
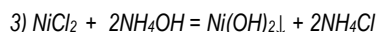
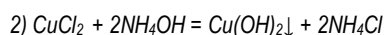
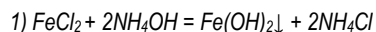
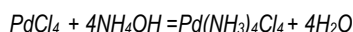
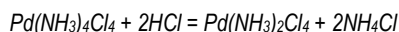


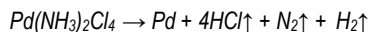
Рис. 1. Технологическая схема очистки палладия от примесей с получением чистейшего палладиевого порошка.

С целью удаления от раствора ненужных остатков производится процесс фильтрации, удаляется кек, а ценный компонент находится в растворе.

Из раствора (после отфильтровывания хлорплатината аммония) соляной кислотой осаждают нерастворимый хлорпалла Дозамин. Расход HCl составляет 1л на 100г порошка палладия, pH=1-2.



После фильтрации и промывки хлорпалладозамин прокалывают при повышенных температурах и разлагают для получения металлического палладия.



В полученном составе порошка в очень малом количестве содержатся примеси металлов. Для очистки от примесей производится магнитная сепарация и промывка HF, после чего

Расход тиомочевина на осаждение палладия при рабочем объёме реактора 1,5-1,7 м³ составляет:

Таблица 1

Содержание палладия, мг/дм ³	Расход тиомочевина, кг	Содержание палладия, мг/дм ³	Расход тиомочевина, кг
100-200	1,8-2,0	500-600	4,0
200-300	2,5	600-700	5,0
300-400	3,0	700-800	6,0
400-500	3,5		

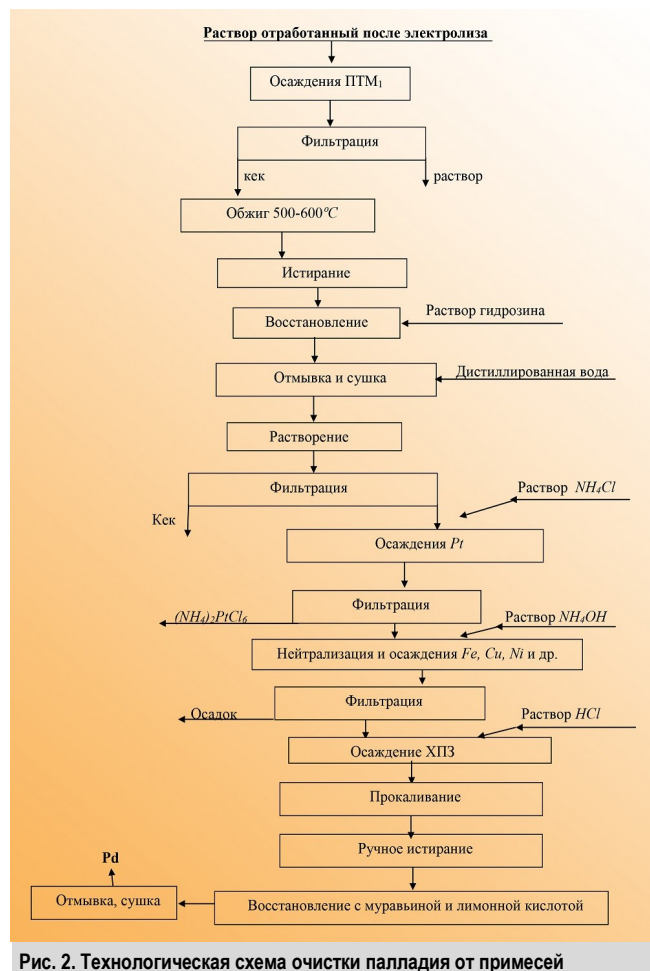


Рис. 2. Технологическая схема очистки палладия от примесей

обрабатываем муравьиной кислотой, после удаления примесей порошок хорошо отмываем дистиллированной водой и сушим продукт в результате чего образуется чистейший Pd порошок.

Нейтрализация и осаждения: Fe, Cu, Ni и др., фильтрация.

При разработке технологии извлечения аффинированного палладиевого порошка основное внимание уделялось уменьшению содержания примесных металлов, таких как Ag, Al, Cu, Mg, Au, Ca и Pt. Для их очистки применили новые методы растворения и новые

методы селективного осаждения, в результате чего получили более чистейший палладиевый порошок.

Предлагаемая данная технология позволяет решать следующие задачи:

Упрощение технологии извлечения аффинированного палладиевого порошка, которая по ранее использованным способам осуществлялась в 52 операции с продолжительностью цикла 60-70ч, а по предлагаемой технологии осуществляется в 14 операций с продолжительностью цикла 24-26ч. При этом рентабельное извлечение получается из растворов с содержанием палладия 50мг на 1 литр, с извлечением палладия более 82% (против 55-65% по ранее разработанным схемам).

В результате получается аффинированный палладий в порошке с массовой долей палладия 99,90%.

Преимуществами рекомендуемой технологии являются: высокая чистота получаемого палладиевого порошка с меньшими энергетическими затратами, высокая производительность, экономия реагентов и высокая степень комплексного извлечения благородных металлов. Способ пригоден и с экологической точки зрения, так как образующиеся кислые фильтраты нейтрализуются раствором щелочи или щелочными фильтратами, полученными при восстановлении палладия до металла муравьиной кислотой или солянокислым гидразином. В лабораторных условиях проведены несколько экспериментов извлечения палладиевого порошка из отработанного электролита ЦАЗиС МПЗ АО «АГМК». Опыты провели в разных концентрациях растворителя для определения оптимального режима технологического цикла. Результаты опытов представлены в табл. 2.

Согласно результатам, полученным экспериментальным путём, видно, что примеси после очистки 10-17 раз уменьшаются.

В результате получается аффинированный палладий в порошке с массовой долей палладия 99,5%. Соответствие ГОСТу по получению палладия можно обеспечить за счет применения более очищенной дистиллированной воды, муфельной печи и других лабораторных оборудования, перечень которых предлагается отдельно.

Учитывая, что после 14 процессов извлечения палладия из отработанного электролита ЦАЗиС составляет 82% (по предыдущей схеме 55-65%), чистота аффинированного палладиевого порошка составляет более - 99,5-99,90% (экспериментальные), вместо 74-78% (заводские). Необходимо продолжать опытно-промышленные испытания в условиях МПЗ на основе предлагаемой технологической схеме.

Внедрение данной технологии даст несомненный экономический эффект благодаря дополнительному извлечению ценных компонентов и улучшит экологическую обстановку в местах скопления техногенных отходов.

Результаты экспериментов по изучению вещественного состава палладия после очистки, %

Таблица 2

Номер	Ag	Al	Cu	Pb	Fe	Mg	Mn	Cr	Sn	Co	Pt	Ir	Ru	Rh	Au	Ca	Pd
5729	0,003	0,0015	0,002	0,002	0,006	0,002	0,0005	0	0,02	0,002	0,006	0,007	0,013	0,002	0,02	0,013	99,90
5730	0,03	0,001	0,003	0,06	0,001	0,08	0,001	0,001	0,09	0,002	0,009	0,012	0,01	0,004	0,05	0,01	99,63
5731	0,002	0,0005	0,003	0,009	0,001	0,002	0,001	0,003	0,04	0	0,003	0,001	0,013	0,007	0,02	0,013	99,88
5732	0,02	0,0005	0,02	0,31	0,001	0,02	0,001	0,002	0,01	0,003	0	0,01	0,01	0,0055	0,07	0,01	99,5
5733	0,03	0,0025	0,02	0,07	0,001	0,002	0,001	0,006	0,009	0,004	0,006	0,005	0,01	0,0065	0,05	0,013	99,76
5734	0,001	0	0,003	0,006	0,001	0,01	0,0005	0	0,095	0	0	0	0	0	0,02	0,03	99,83

Библиографический список:

1. Масленицкий И.Н., Чугаев Л.В., Борбат В.Ф., Никитин М.В., Стрижко Л.С.// *Металлургия благородных металлов*. М.: *Металлургия*, 1987, С. 410 - 416.
2. Патент РФ 2096505. Дата публикации 20.11.1997 г. *Гидрометаллургический способ отделения золота, серебра, платины и палладия из содержащего их материала с одновременным их обогащением, преимущественно из сплава "доре"*. // Авторы: Агафонов О.В., Давыдова В.Я., Ильченко Г.А., Калмыков Ю.М., Лолейт С.И., Никитин В.П.

ИЗВЛЕЧЕНИЕ ВРЕДНЫХ ПРИМЕСЕЙ ИЗ ФОСФОРИТОВЫХ ПРОДУКТОВ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ВЫСОКОКАЧЕСТВЕННЫХ ФОСФОРИТОВЫХ УДОБРЕНИЙ

Мақолада фосфорит рудаларини қайта ишлаш жараёнида руда таркибидаги зарарли қўшимчаларни ажратиб олиб, фосфорли ўғитларни сифатини ошириш ва ажратилган зарарли қўшимчалардан бошқа соҳаларда фойдаланиш имконияти натижалари келтирилган.

Таянч иборалар: паст навли фосфорит рудаси, рудани кислотали қайта ишлаш, технологик схема, концентратсия, химийвий бирикмалар, қўлланиладиган реагентлар.

The article presents the results of the extraction of harmful impurities from phosphate products to improve the quality of phosphate fertilizers and the use of extracted impurities in other industries.

Key words: low-grade phosphate ore, acid treatment of ore, technological scheme, concentration, chemical compounds, reagents used

Донияров Н.А.
декан химико-
металлургического
факультета НГГИ,
к. т. н., доцент



Разработка технологии получения фосфорных удобрений высокого качества, предварительно очищенного от балластных примесей, является актуальной задачей химической промышленности. Кроме того, получение удобрений нового качества представляет интерес с точки зрения агрохимии и экологии (радиоэкологии).

В настоящее время ежегодно в Кызылкумском фосфоритном комплексе производят фосфоритовые концентраты с содержанием P_2O_5 28,0%, в количестве более 700 тыс.т., которые направляются на химические заводы Алмалыка, и Коканда для получения фосфорных удобрений (аммофоса и диаммофоса). Действующая технология получения фосфорных удобрений не предусматривает выделение из ЭФК (экстракционно-фосфорной кислоты) – продукта сернокислотного разложения фосконцентрата, балластных примесей. Вследствие этого, концентрация кремния и фтора в удобрениях находится в порядке 1-2 %, урана 60-80г/т (при средней концентрации в почве 8г/т) [1,2].

В совместном предприятии АО «Электрохимзавод» (г. Навои) производят простой суперфосфат из бедных фосфоритов с содержанием P_2O_5 в порядке 16,0 %, с содержанием урана 30-40г/т.

Литературный обзор существующих методов попутного извлечения урана из ЭФК показывают, что уран извлекают с использованием метода экстракции из сернокислых сред. Существуют способы извлечения РЗЭ в основном из фосфогипса, после азотнокислотного разложения. Отсутствуют способы извлечения урана из пульпы при получении суперфосфата.

Целью исследовательской работы являлось создание принципиально новых, более экономичных технологий переработки местного фосфатного сырья на высокоэффективные экологически чистые фосфорсодержащие удобрения (аммофос и диаммофос) и экологически чистого суперфосфата с одновременным получением концентратов урана, РЗЭ, и др. ценных элементов, применительно к действующим технологическим процессам получения фосфорных удобрений, без ухудшения технологических режимов производства.

Показатели процесса сернокислотной экстракции мытого фосконцентрата Ташкура

№ п.п	Норма серной кислоты, %	Состав ЭФК		Коэффициенты, %			Скорость фильтрации кг P_2O_5 , м³/час
		P_2O_5	SO_3	Извлечение P_2O_5	Отмывка P_2O_5	Выход P_2O_5	
1.	100	22,69	2,79	93,69	97,26	91,26	978
2.	100	23,31	2,85	94,98	93,74	89,04	771
3.	102	23,76	3,09	94,31	98,75	93,13	842
4.	105	22,24	4,07	94,29	96,63	91,12	697

Таблица 2
Технологические показатели процесса получения ЭФК

№ п.п	Наименование показателей	Единиц измерения	Показатели
1.	Концентрации серной кислоты	%	92-93
2.	Норма серной кислоты на разложения фосфорита	%	100
3.	Расход H_2SO_4 на 1кг фосфорита	кг	0,806-810
4.	Плотность ЭФК	г/см³	1,24-1,25
5.	Концентрация P_2O_5 в оборотном ЭФК	%	12-14
6.	Концентрация P_2O_5 в продуктивном растворе	%	19,6-23,7
7.	Содержание SO_4 в продуктивном растворе	%	1,8-2,7
8.	Концентрация фтора в ЭФК	%	1,0-1,5
9.	Отношение Ж:Т в пульпе	°C	(2,5-2,8):1
10.	Температура процесса	час	75-80
11.	Время разложения	%	3-4
12.	Коэффициент отмывки фосфорита	%	95-98
13.	Коэффициент разложения фосфорита Г	кг фг/кг	94-95
14.	Гипсовое число	кг фг./кг фосф.	1,52-1,54
15.	Скорость фильтрации пульпы P_2O_5	м³/ч	842-978

В работе рассмотрены возможность попутного выделения балластных примесей (кремний, фтор, уран, редкоземельные элементы) из сернокислых растворов (экстракционная фосфорная кислота - ЭФК) при получении фосфорных (аммофос, диаммофос) удобрений [3].

Полученные мытые концентраты с содержанием P_2O_5 22,0-25,0% растворяли в серной кислоте. Технологические показатели сернокислотной экстракции приведены в табл. 1.

По полученным данным, оптимальной является норма серной кислоты на разложение фосфорита 100-102%. Коэффициент разложения фосфосырья достигает 93,7-95,0%, скорость фильтрации пульпы 842-978 кг P_2O_5 м³/ч. Качество продуктивных растворов: содержание P_2O_5 составляет 19,6-20,24 %, SO_3 1,1-2,64% и плотность раствора 1,244- 1,252 г/см³ при 15 °C.

Таблица 3
Содержание компонентов (%) в продуктах переработки фосфорита

№	Состав	Фоскон-центрат	Усредненный ЭФК	Фосфо-гипс	Аммо-фос
1	P ₂ O ₅ общ.	27,26	18,21	1,5	46,1
2	P ₂ O ₅ вод.			1,3	40,57
3	P ₂ O ₅ усв.				45,1
4	N				11,0
5	CaO	53,36	0,2-0,3	41,1	0,77
6	MgO	0,61;	0,3-0,6	не анализир.	1,22
7	Fe ₂ O ₃	0,51	0,4-0,5	не анализир.	1,01
8	Al ₂ O ₃	1,30	0,7-1,3	не анализир.	1,37
9	SO ₃	2,61	0,5-1,5	53,1	5,76
10	CO ₂	3,4			
11	F	2,91	1,0-2,0	0,64	1,0
12	Уран	0,0060	0,0050	0,0005	0,0060
13	Сумма РЗЭ	0,06	0,04	0,02	0,015

Опытные работы по получению ЭФК на лабораторной установке проводили в следующих условиях: норма H₂SO₄ на разложение 100%, температура в реакторе 75-80°C, время разложения 2,5-4 часа. Расход H₂SO₄ на 1 кг фосфорита составляет 0,81 кг.

В работе использовали мытый концентрат мелкого помола того же химического и дисперсионного состава. В первых циклах для создания необходимого отношения Ж:Т в пульпе использовали воду, а затем по мере наработки - раствор оборотной экстракционной фосфорной кислоты.

Разложение фосфатного сырья серной кислотой осуществляют в реакторе, выполненном из стали-943.

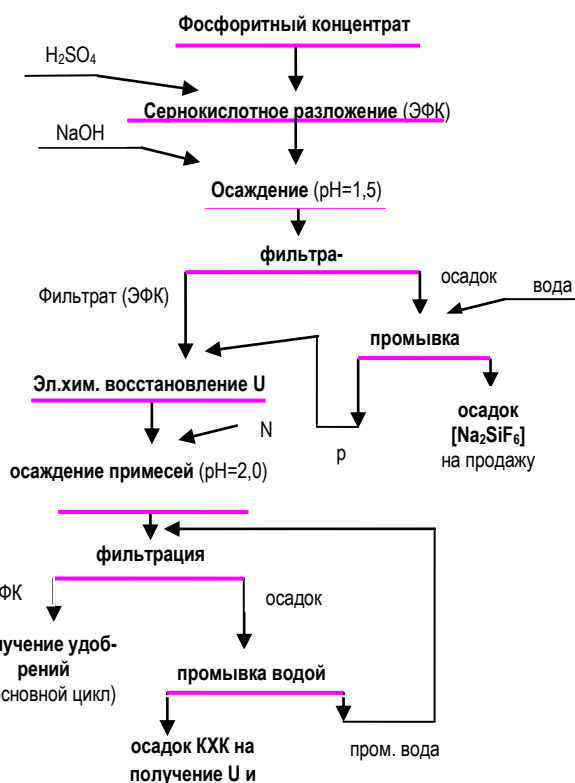


Рис. 1. Принципиальная схема утилизации балластных примесей из ЭФК

В результате технологических исследований определены оптимальные технологические показатели процесса получения ЭФК в ди-гидратном режиме (табл. 2, 3). Усреднённый раствор ЭФК имеет следующий состав, мас. %: P₂O₅-20,20; SO₃-3,35; F-1,08; плотность при 18°C-1,235 г/см³ [3].

Таким образом, исследованы поведения балластных примесей в процессе переработки фосфоритов. Аналогичные результаты получены при переработке концентратов полученных после комбинированного флотационно-химического обогащения.

На основе научных исследований разработана технология извлечения балластных примесей из ЭФК с целью получения экологически чистого аммофоса и диаммофоса.

Попутное извлечение ценных компонентов перед нейтрализацией ЭФК для получения аммофоса проводили по схеме приведенной на рис. 1. Фильтрацию фосфорнокислотной пульпы проводили на наливном вакуумном фильтре, через пропиленовую ткань при вакууме (53-56) 10⁻³ Па. Из наработанной опытной партии (16 л) ЭФК получены традиционным и предложенными способами аммофос и диаммофос [3].

Концентрация фтора в ЭФК составляет 0,6-1,5%, в аммофосе 2-3%, диаммофосе 2,3-3,1%. Фтор в ЭФК находится в виде кремнефтористой кислоты H₂SiF₆ и содержится в количествах от 1,0 до 1,5%. С целью оптимизации процесса выделения фтора были исследованы различные варианты его осаждения в виде кремнефторида щелочных металлов.

Концентрация фтора в ЭФК составляет 0,6-1,5%, в аммофосе 2-3%, диаммофосе 2,3-3,1%. Фтор в ЭФК находится в виде кремнефтористой кислоты H₂SiF₆ и содержится в количествах от 1,0 до 1,5%. С целью оптимизации процесса выделения фтора были исследованы различные варианты его осаждения в виде кремнефторида щелочных металлов.

Расчёт технико-экономических показателей использования осадителей фтора из ЭФК показывает, что из вышеуказанных соединений наиболее подходящим является NaOH, или КОН из-за низкого расхода реагента (16-25 г на 1 л ЭФК), наименьшего количества образующегося осадка (3 г/100 мл), наибольшей скоростью фильтрации (1,3 л/ч в условиях лабораторной установки). Фторидный товарный концентрат с содержанием фтора не менее 30%, сушится и затаривается. Способ очистки ЭФК от фтора основан на ступенчатом осаждении фтора в виде Na₂SiF₆ введением в ЭФК NaOH в количестве 25 кг на м³ ЭФК.

Для очистки урана, его переводят в 4-х валентное состояние, путем непрерывного электрохимического восстановления и затем осаждают газообразным аммиаком при pH=2,0-2,2 с одновременным получением коллективного химического концентрата (КХК). Для снижения потери фосфора в процессе очистки КХК промывают водой и её повторно используют в технологическом цикле.

Для восстановления урана в 4-х валентное состояние использовали проточный электролизер с объемнопористым рабочим электродом. Производительность установки 2 л ЭФК/час. Анодные и катодные зоны разделены с помощью анионообменной мембраны. В качестве рабочего электрода использовали углеродный волокнистый материал марки 250. Сечение рабочей зоны-45 мм². Высота набивки в сжатом состоянии-20 мм. С использованием данного электролизера отработано 50 л ЭФК. Наиболее оптимальным параметром при восстановлении урана (IV) является I=1А., V= 5В при скорости ЭФК 2 л/ч.

Процесс электрохимического восстановления контролировали спектрофотометром "Хитачи" и СФ-46 по высоте пика поглощения 620 нм. Причём, восстановление урана (IV) происходит не сразу в электролизере, а уже после электролиза, по-видимому, за счёт каталитического действия двухвалентного железа в процессе восстановления U(IV) [3].

Уран можно осаждают при pH раствора 2,5-2,6 без электрохимического восстановления, но при этом потери фосфора с осадком составляет более 30%. При pH осаждения 2,5 фосфор содержащегося в ЭФК переходит в КХК в количестве 30 отн. %, а при pH 2,2 -14 отн. %.

После промывки КХК водой в осадке остается 12 и 8% фосфора соответственно. После обработки едким натрием остается 6 и 4% фосфора в КХК полученную при pH осаждения КХК 2,5 и 2,0 соответственно. Выход влажных осадков 338 и 135 г/л ЭФК при pH осаждения соот-

Таблица 4

Оценка технологических показателей предложенного проекта

№ п.п	Наименование продукта	Содержание, %				Извлечение, %			
		P ₂ O ₅	фтор	уран	Сумма РЗЭ	P ₂ O ₅	фтор	уран	Сумма РЗЭ
1	Исходная руда	12- 16	1,8-2,2	0,005	0,06	100	100	100	100
2	Отвальные хвосты					35	30	25	30
3	Кек обжига флотоконцентрата	28-29	2,0- 2,5	0,008	0,05	65	70	75	70
4	Фосфогипс	0,8	0,02	0,0001	0,03	3,0	5	5	40
5	ЭФК исходная	19,42	1,08	0,0060	0,0050	62	65	70	30
6	ЭФК очищенная	19,35	0,12	0,0031	0,0025	60	5,0	7,0	18
7	K ₂ SiF ₆ (осадок 1)	9,6	30,1	0,0007	0,0009	0,5	60	-	1,0
8	КХК (осадок 2)	49,78	2,99	0,0820	0,360	1,5	-	63,0	17,0
9	Относительная очистка удобрений от примесей по сравнению базового способа					-	85	90	40

ветственно 2,2 и 2,5. В табл.4 приведены технологические показатели предложенного проекта.

На основании исследований по определению возможных вариантов переработки КХК предложено два варианта [3].

Вариант 1. Растворение КХК производят щелочью (KOH, NaOH) для перевода фосфатов в соответствующие гидроксиды металлов. При этом в осадке гидроксидов остается уран и сумма редкоземельных элементов (РЗЭ). Потери фосфора после обработки КХК щелочью составляет не более 2-3% от исходного его содержания в ЭФК. Фильтрат, содержащий гидроксиды металлов, ионы натрия или калия, направляют на операцию выделения фтора. Возвращение фосфорсодержащего раствора после обработки КХК едким натрием в процесс выделения фтора оправдано не только по химико-технологическим соображениям, но и с экономической точки зрения. При этом расход едкого натрия, используемого в процессе осаждения фтора существенно снижается. Сквозная безвозвратная потеря фосфора в технологической схеме составляет не более 1-1,5%. После разложения фосфатов и выделения примесей фосфор переходит в водорастворимую усвояемую форму. Осадки гидроокисей, содержащие уран и примеси РЗМ, скандия и других металлов, подлежат утилизации;

КХК промывают водой и промывочную воду используют в цикле для разложения фосфатов, КХК обрабатывают серной кислотой при pH 1,2-1,5. Уран и сумма РЗЭ полностью переходят в раствор.

Из полученной суспензии уран нацело извлекается ионитом АМП

без или с предварительной фильтрацией по существующей технологии, РЗЭ остаётся в растворе. Нейтрализация раствора аммиачной водой до pH 8,5-10, выделенного из суспензии фильтрацией, даёт возможность количественно осадить сумму РЗЭ, которая является 5-7% ным товарным концентратом РЗЭ.

Вариант 2. Растворение осадка гидроокисей в азотной кислоте с последующей экстракцией из полученного раствора урана, скандия, РЗМ на Ди-2-ЭГФК. При этом фосфорсодержащий азотнокислый раствор возможно утилизировать с получением азотсодержащих фосфорных удобрений. После реэкстракции Ди-2-ЭГФК получают продукты, которые направляются на разделение и очистку содержащихся в них ценных компонентов. В обоих случаях происходит выделение основного количества вредных примесей, что в свою очередь повышает усвояемость очищенных удобрений.

Для осуществления варианта № 1 необходимо: реактор для разложения фосфатов щелочью; фильтратор для отделения получаемых осадков и промывки их; перекачивающее оборудование. Для варианта № 2: реактор для растворения осадков в HNO₃; экстрактор для экстракции примесей; контактный чан для реэкстракции урана и РЗЭ; перекачивающее оборудование. В качестве реагента в схеме выделения примесей используется щелочь (KOH или NaOH), расход которой составит порядка 30кг/м³ ЭФК. Использование аппаратов в непрерывном режиме позволит существенно снизить расходы реагентов и тем самым уменьшение себестоимости получаемых ценных металлов.

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 Центральные Кызылкумы на экологически чистые удобрения с попутным извлечением ценных элементов». – Навои, 2016. – 108с.

АНАЛИЗ ЗОЛЫ ГОРЮЧИХ СЛАНЦЕВ МЕСТОРОЖДЕНИЯ САНГРУНТАУ И ВОЗМОЖНОСТЬ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ



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

Ушбу мақолада Сангрунтау конидан ёнувчи сланецнинг кулини ва уларни бойитиш имкониятларини таҳлил қилиш бўйича лаборатория тадқиқотлари курсатилган. Ёнувчан сланец кулидан магнитни бойитиш жараёни ўтказилиб, магнит фракциянинг рентабеллигини аниқлаш, магнитни ажратиш жараёнида маҳсулотларининг кимёвий таркибини аниқлаш, асосий элементлар учун ажратиш олиш ва бойитиш коэффициентлари аниқлаш учун ўтказилди. Ёнувчан сланецнинг кулини гравитациявий бойитишжараёнида олтин деярли тула концентратга ўтади. Рений, ванадий, мис, рух, уранинг гравитациявий бойитилиши кузатилмади.

Таянч иборалар: ёнувчи сланец, Сангрунтау кони, магнит бойитиш, кул, олтин, рений, уран, ванадий.

This article provides laboratory research data on the analysis of the ash of combustible shale from the Sangruntau deposit and the possibility of their enrichment. Magnetic enrichment of the ash of combustible shale was carried out in order to determine the yield of the magnetic fraction, determine the chemical composition of the products of magnetic separation, determine the extraction and the enrichment factor for the main elements. When gravitational enrichment of the ash of combustible shale gold almost completely goes into the gravity concentrate. Gravitational enrichment of rhenium, vanadium, copper, zinc, uranium does not occur.

Key words: oil shale, deposits Sangruntau, magnetic enrichment, ash, gold, rhenium, uranium, vanadium.

Общие потенциальные ресурсы горючих сланцев в мире оценены по разным источникам в пределах 550 млрд - 26 трлн т [1,2]. Основные ресурсы сосредоточены в США и связаны с формацией Грин – Ривер. Большие запасы горючих сланцев есть в Австралии, Бразилии, Китае. По данным работы [3] в Республике Узбекистан имеется несколько крупных месторождений горючих сланцев с запасами от 55 459 до 318 240 тыс.т. Так, запасы горючих сланцев месторождения Сангрунтау оцениваются в 180000 тыс. т.

Горючие сланцы рассматриваются не только как перспективный источник топливно-энергетического сырья, но и как сырьевая база редких, радиоактивных и редкоземельных металлов [3,4].

В настоящей статье приводятся данные лабораторных исследований по анализу золы горючих сланцев месторождения Сангрунтау и возможности их обогащения.

В исследованиях использовали золу, полученную в результате отгонки органической составляющей (примерно 17%) методом пиролиза из горючих сланцев месторождения Сангрунтау. Пиролиз горючих сланцев был выполнен в Институте минеральных ресурсов.

Анализ пробы золы горючих сланцев был проведён в аналитической лаборатории ЦНИЛ. Результаты по содержанию основных макрокомпонентов представлены в табл. 1, а сравнительные результаты ценных металлов в золе горючих сланцев представлены в табл. 2.

Ситовый анализ пробы золы горючих сланцев представлен в табл. 3, а гранулометрический анализ с распределением компонентов по классам крупности - в табл. 4 и 5. Как видно из результатов, представленных в табл. 4 и 5, распределение компонентов по классам крупности происходит достаточно равномерно, что не позволяет произвести их обогащение методом классификации.

Магнитное обогащение золы горючих сланцев проводилось с целью определения выхода магнитной фракции (МФ), определения химического состава продуктов магнитной сепарации, определение извлечения и коэффициента обогащения ($K_{об}$) по основным элементам.

Материал технологической пробы весом 5кг дробливался до - 1мм, разделялся на две части и подвергался магнитной сепарации по двум схемам. По схеме №1 получали немагнитную фракцию (НМФ), промежуточный продукт и магнитную фракцию (МФ). По схеме №2 магнитную фракцию повторно подвергали магнитной сепарации с получением магнитных фракций МФ -1 и МФ -2. Для магнитного обогащения золы горючих сланцев использовали лабораторный прибор СМС.

Показатели проведенной магнитной сепарации пробы золы горючих сланцев и результаты анализа продуктов магнитной сепарации по содержанию железа представлены в табл. 6.

Элементный состав исходной пробы золы горючих сланцев и продуктов магнитной сепарации представлен в табл. 7.

Из полученных результатов (табл. 6 и 7) видно, что обогащения ценных металлов в магнитной и немагнитной фракции в результате обогащения пробы магнитной сепарацией не происходит. Коэффициент обогащения по Fe составил $\leq 1,01$ от.ед. Следовательно, минеральный состав материала пробы не подлежит магнитной сепарации, так как железо, по - видимому, входит в состав нескольких немагнитных минералов (гематит, мартит, сидерит), или рудные минералы (гетит, гидрогетит), образуя скрытокристаллические массы. При измельчении этих руд не удается раскрыть рудные минералы из-за крайне малых размеров и тонкого прораствания с нерудными минералами.

Гравитационное обогащение золы горючих сланцев проводили на лабораторном шлюзе. Из-за малого количества поступившей пробы

Содержание макрокомпонентов в золе горючих сланцев

Таблица 1

Компонент	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	FeO	CaO	MgO	Na ₂ O	K ₂ O	Собщ	Сор	Собщ	As
Содержание, %	56,5	13,4	7,4	0,6	4,7	3,2	0,8	1,7	0,6	0,53	0,75	0,09

Таблица 2

Среднее содержание металлов в золе горючих сланцев

Металл	Ед. изм.	Содержание по данным			Примечание (методы в ЦНИЛ)
		Литературы	ИМР (метод ICP MS)	ЦНИЛ	
Золото	г/т	0-0,2	-	0,2	Пробирный метод
Серебро	г/т	2-3	-	0,0	
Никель	г/т	300	222	450	Метод ААС
Медь	г/т	300-400	90	160	
Кобальт	г/т	20-70	12	50	
Цинк	г/т	215-225	150	460	
Кадмий	г/т	30-40	15	35	
Уран	г/т	16-85	40	80	Рентгеноспектральный
Молибден	г/т	400-750	400	810	Химический метод
Ванадий	г/т	900-1700	1050	1200	
Рений	г/т	0,3-0,8	0,25	0,2-0,6	Рентгено флуоресцентный
Селен	г/т	10-100	3,6	3,0	
Скандий	г/т	5,6	13	6,0	
Иттрий	г/т	20	30	50	
Ниобий	г/т	3-5	8,2	5	Метод ICP MS
Сумма лантаноидов	г/т	-	105	90-120	
Марганец	г/т	600	220	250	Метод ААС
Хром	г/т	200-420	144	220	
Цирконий	г/т	2360	65	-	Хим. метод
Гафний	г/т	9,6	2,0	-	
Тантал	г/т	0,3	1,2	-	
Титан	г/т	1000	-	3500	Химический метод
Литий	г/т	-	26	-	
Цезий	г/т	-	8,5	-	
Железо, в т.ч. Fe ⁺³ Fe ⁺²	%	3,7	-	5,6 5,1 0,5	

Таблица 3

Ситовый анализ золы горючих сланцев

Класс крупности, мм	Выход	
	кг	%
-5+3	134,5	4,58
-3+2	196	6,67
-2+1	997	33,95
-1 +0,5	632,5	21,54
-0,5 + 0,315	296	10,08
-0,315 + 0,25	81	2,76
- 0,25 + 0,16	189,5	6,45
-0,16 + 0,074	150	5,11
- 0,074 + 0	260	8,85
Итого	2936,5	100,00

был проведён только один опыт. Результаты опыта представлены в табл. 8.

Опыт по гравитационному обогащению золы по золоту говорит о возможности эффективного извлечения золота из золы гравитацией. Второй опыт по гравитационному обогащению золы горючих сланцев был проведён на лабораторном центробежном концентраторе KNELSON. Результаты опыта представлены в табл.9.

Результаты опыта, полученные на пробе № 2, полностью подтвердили результаты опыта № 1: при гравитационном обогащении золы горючих сланцев золото практически полностью переходит в гравииконцентрат. Содержание других ценных металлов в гравииконцентрате составило, г/т: молибдена – 340; рения – 0,4; ванадия – 1200; меди – 110; цинка – 220; кобальта – 10; урана – 20. То есть гравитационного обогащения по этим ценным компонентам не происходит.

Таким образом, в результате анализа показано, что зола горючих сланцев месторождения Сангунтау содержит в своём составе целый ряд ценных металлов, таких как золото, уран, рений, либден, ванадий и др. Гранулометрический анализ золы показал, что ценные металлы распределены по классам крупности достаточно равномерно, что не позволяет использовать метод классификации для их обогащения.

Исследованиями по магнитному обогащению золы горючих сланцев показано, что ценные металлы не подлежат магнитной сепарации. Опытами по гравитационному обогащению золы установлена возможность эффективного извлечения золота в гравииконцентрат.

Таблица 4

Содержание компонентов по классам крупности в пробе золы горючих сланцев

Класс крупности, мм	Выход, %	Содержание элементов, %												
		As	S общ.	S сульф.	Fe общ.	C орг.	CO ₂	Fe ⁺²	Fe ⁺³	Fe ₂ O ₃	FeO	U	V	Mo
-5+3	4,58	0,087	0,82	0,24	5,58	0,65	0,15	0,29	5,29	7,56	0,41	0,0069	0,17	0,042
-3+2	6,67	0,087	0,80	0,24	4,61	0,60	0,11	0,22	4,39	6,27	0,28	0,0071	0,17	0,047
-2+1	33,95	0,087	0,76	0,24	5,03	0,55	0,15	0,38	4,65	6,64	0,49	0,0098	0,13	0,047
-1+0,5	21,54	0,087	0,70	0,24	5,02	0,49	0,11	0,33	4,69	6,70	0,42	0,0068	0,16	0,045
-0,5+0,315	10,08	0,087	0,62	0,24	5,42	0,50	0,10	0,38	5,04	7,20	0,49	0,0081	0,17	0,046
-0,315+0,25	2,76	0,087	0,52	0,24	5,44	0,52	0,11	0,32	5,12	7,31	0,41	0,0076	0,16	0,047
-0,25+0,16	6,45	0,087	0,55	0,24	5,99	0,54	0,10	0,45	5,54	7,91	0,58	0,0074	0,16	0,046
-0,16+0,074	5,11	0,087	0,69	0,24	5,12	0,54	0,11	0,37	4,75	6,79	0,48	0,0071	0,16	0,049
-0,074+0	8,85	0,16	1,19	0,24	6,15	0,51	0,15	0,51	5,64	8,06	0,66	0,0084	0,13	0,077
Итого:	100,0	0,09	0,75	0,24	5,24	0,53	0,13	0,37	4,87	6,96	0,48	0,0082	0,15	0,049

Таблица 5

Распределение компонентов по классам крупности в пробе золы горючих сланцев

Класс крупности, мм	Выход, %	Распределение, %												
		As	S общ.	S сульф.	Fe общ.	C орг.	CO ₂	Fe ⁺²	Fe ⁺³	Fe ₂ O ₃	FeO	U	V	Mo
-5+3	4,58	4,26	4,99	4,58	4,88	5,57	5,397	3,61	4,97	4,97	3,95	3,858	5,216	3,931
-3+2	6,67	6,21	7,09	6,67	5,87	7,49	5,767	3,99	6,01	6,01	3,93	5,785	7,600	6,411
-2+1	33,95	31,60	34,28	33,95	32,58	34,94	40,01	35,03	32,40	32,40	35,00	40,62	29,57	32,61
-1+0,5	21,54	20,05	20,03	21,54	20,63	19,75	18,61	19,30	20,73	20,73	19,03	17,88	23,08	19,81
-0,5+0,315	10,08	9,38	8,30	10,08	10,42	9,43	7,92	10,40	10,43	10,43	10,39	9,97	11,48	9,48
-0,315+0,25	2,76	2,57	1,91	2,76	2,86	2,68	2,38	2,40	2,90	2,90	2,38	2,56	2,96	2,65
-0,25+0,16	6,45	6,01	4,72	6,45	7,38	6,52	5,07	7,88	7,34	7,34	7,87	5,83	6,92	6,07
-0,16+0,074	5,11	4,75	4,68	5,11	4,99	5,16	4,41	5,13	4,98	4,98	5,16	4,43	5,48	5,12
-0,074+0	8,85	15,16	14,00	8,85	10,39	8,45	10,43	12,26	10,25	10,25	12,29	9,08	7,71	13,93
Итого:	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0	100,0

Таблица 6

Химический состав продуктов магнитной сепарации пробы горючих сланцев

Номер схемы	Продукты сепарации	Выход		Содержание, %							К обог. по Fe
		г/г	%	Fe	Fe ₂ O ₃	S общ	S сульф	Mo	V	Au	
Схема 1	Опыт 1 НМФ	320	32,7	6,09	8,01	1,39	< 0,2	0,061	0,10	0,50	1,01
	Пром.пр	265	27,0	6,02	7,82	0,38	< 0,2	0,057	0,11	0,38	1,00
	МФ	395	40,3	5,95	7,44	1,24	< 0,2	0,053	0,13	0,36	0,99
	Итого	980	100,0	6,01	7,73	1,06	< 0,2	0,057	0,11	0,41	1,00
Схема 2	Опыт 2 НМФ-2	1350	67,5	7,08	5,74	1,32	< 0,2	0,051	0,10	0,43	1,03
	Опыт 2 НМФ-1	170	8,5	6,58	7,96	1,21	< 0,2	0,055	0,12	0,35	0,96
	МФ-2	150	7,5	5,88	7,26	1,20	< 0,2	0,062	0,13	0,25	0,86
	МФ-1	330	16,5	6,58	7,96	1,19	0,23	0,052	0,12	0,42	0,96
	Итого	2000	100,0	6,87	6,41	1,28	< 0,2	0,052	0,11	0,41	1,00

Таблица 7

Элементный состав исходной пробы горючих сланцев и выделенных продуктов магнитной сепарации

Наименование пробы	Выход %	Содержание, %									
		Si	P	S	Cl	K	Ca	Ti	V	Cr	Mn
Исходная проба		18,8	-	1,09	-	1,53	3,06	0,35	0,15	0,029	0,043
Опыт 1 НМФ	32,7	20,5	<0,66	1,280	<0,078	1,64	2,93	0,36	0,15	0,046	0,043
Пром. пр	27,0	19,3	<0,64	1,220	<0,075	1,59	2,80	0,35	0,15	0,042	0,042
МФ	40,3	20,7	<0,63	0,880	<0,075	1,64	2,88	0,35	0,16	0,042	0,044
Итого	100,0	20,2566	<0,63	1,103	<0,075	1,63	2,87	0,35	0,15	0,043	0,043
Опыт 2 нМФ2	67,5	20,0	<0,62	1,05	<0,081	1,60	2,84	0,36	0,15	0,072	0,045
Опыт 2 нМФ-1	8,9	20,7	<0,62	0,85	<0,0712	1,65	2,90	0,37	0,16	0,087	0,046
МФ-2	7,5	20,6	<0,63	1,01	<0,082	1,65	2,85	0,36	0,16	0,085	0,044
МФ-1	16,5	19,5	<0,65	1,09	<0,077	1,60	2,79	0,35	0,16	0,098	0,045
Итого	100,0	20,1	<0,63	1,04	<0,075	1,61	2,85	0,36	0,15	0,079	0,045
Исходная проба		4,9	0,05	0,027	0,038	0,023	0,11	0,062	0,006	0,002	0,005
Опыт 1НМФ	32,7	5,17	0,053	0,03	0,049	0,025	0,099	0,065	0,006	0,001	0,01
Пром.пр	27,0	5,08	0,053	0,029	0,046	0,025	0,096	0,057	0,005	0,001	0,01
МФ	40,3	5,29	0,052	0,029	0,044	0,025	0,1	0,069	0,005	0,001	0,01
Итого	100,0	5,19	0,053	0,029	0,046	0,025	0,099	0,064	0,006	0,001	0,010
Опыт2 нМФ2	67,5	5,11	0,053	0,03	0,047	0,025	0,099	0,047	0,006	0,001	0,01
Опыт2 нМФ-1	8,9	5,56	0,058	0,031	0,049	0,025	0,11	0,064	0,005	0,001	0,01
МФ-2	7,5	5,64	0,055	0,031	0,045	0,025	0,11	0,067	0,006	0,001	0,01
МФ-1	16,5	5,82	0,056	0,028	0,048	0,025	0,11	0,064	0,006	0,001	0,01
Итого	100,0	5,33	0,054	0,030	0,047	0,025	0,103	0,053	0,006	0,001	0,010

Таблица 8

Балансовое распределение золота при обогащении пробы золы в лабораторном шлюзе

Статьи прихода			Статьи расхода		
Наименование статей	мг	%	Наименование статей	мг	%
1. Исходная зола горючих сланцев, 1 кг, с содержанием золота 0,2 г/т.	0,2	100,0	1. Концентрат шлюза, выход 0,1% или 1 г, с содержанием золота 189 г/т.	0,189	94,5
			2. Хвосты концентрата, выход 99,9% или 999 г, со следовым содержанием золота	0,011	5,5
Итого:	0,2	100,0	Итого:	0,2	0,2

Таблица 9

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	100,0	1. Гравииконцентрат, выход 1,18 % или 59 г, с содержанием золота 16,9 г/т.	1,0	100,0
			2. Хвосты концентратора, выход 98,82 % или 4941 г, с содержанием золота 0,00 г/т	0,0	0
Итого:	1,0	100,0	Итого:	0,1	100,0

Библиографический список:

1. Зеленин Н.И., Озеров И.М. Справочник по горючим сланцам. – М.: Недра. – 1983. 248 с.
2. Рудина М.Г., Серебрянникова Н.Д. Справочник сланце-переработчика. – Ленинград: - Химия. - 1988. 256 с.
3. Евдокимов Л.А., Кудинов А.А., Васильев П.Г. Металлоносные горючие сланцы – источник расширения топливно-энергетического баланса и сырьевой базы радиоактивных и редкоземельных металлов // Горный вестник Узбекистана. – 2007. - №1. – С. 21-24.
4. Лузановский А.Г., Турамурадов И.Б., Туресебеков А.Х. Перспективные особенности добычи рения и осмия из золото-урановых руд и горючих сланцев Кызылкумов // Горный вестник Узбекистана. – 2007. - №1. – С. 31-33.

ТЕХНОЛОГИЧЕСКИЕ СВОЙСТВА БАРХАННОГО ПЕСКА ТАБАККУМСКОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ РЕСПУБЛИКИ КАРАКАЛПАКИСТАН – КАК СЫРЬЕ ДЛЯ ПОЛУЧЕНИЯ ПОРТЛАНДЦЕМЕНТНОГО КЛИНКЕРА

Мақолада Қарақалпақистон Республикаси Табаққум қони бархан қумининг енгил ва оғир фракцияларининг микдори, кимёвий-минералогик таркиблари, структураси рентгенфазавий, дифференциал-термик ва электрон-микроскоп таҳлил усуллари ёрдамида ўрганилган ва цемент хом ашёси сифатида қўллаш учун амалий тавсиялар берилган.

Таянч иборлар: бархан қуми, гранулометрик таркиб, оғир ва енгил фракциялар, кимёвий-минералогик таркиб, кварц, тридимит, кристобалит, цемент хом ашёси.

The article presents the results of studies to determine the mineralogical part of the light and heavy fraction of sand barhan sand of the Tabakkum deposit of Karakalpakstan using X-ray diffraction, differential thermal and electron microscopic methods of analysis. Its suitability as a correction additive, promoting its silicate module increase and obtaining clinker for sulfate-resistant cement, is established.

Key words: pheasant sand, granulometric composition, heavy and light fractions, chemical and mineralogical content, quartz, tridimite, christobalite, cement raw materials.

Искандарова М.И.
Руководитель НИИИЦ
"Стром" Института общей и
неорганической химии АН
РУз, д.т.н., профессор



Оразымбетова Г.Ж.
докторант Института общей
и неорганической химии АН
РУз, к.т.н., доцент



Глава нашего государства в ходе своей поездки в Каракалпакстан 20-21 января 2017 года определил системные меры по развитию экономики региона, улучшению социальных условий. В соответствии с программой, разработанной по итогам той поездки, было реализовано 242 проекта, нацеленных на развитие промышленности. В их числе введенный в строй первая линия цементного завода "Каракалпакцемент" в Караузякском районе, производственной мощностью 200 тысяч тонн цемента в год. В процесс вывода промышленности региона на новый уровень вовлечены крупные предприятия нашей страны. В частности, особое внимание уделено перспективам освоения месторождения железной руды Тебинбулак[1].

В рамках данного проекта предусматривается строительство горно-обогащительного комбината по производству железорудного концентрата со средним содержанием железа 65% с разработкой карьера с годовым объемом добычи руды 22 млн. тонн, а также строительство металлургического комплекса (рис.1) по получению чугуна с годовым объемом 1.5 млн. тонн.



Рис.1. Сталелитейное производство

Реализация данного проекта, наряду с получением основной продукции – металла, обеспечить также цементные заводы Каракалпакстана железосодержащими добавками, используемыми в составе сырьевой смеси для обжига на портландцементный клинкер. Этот регион расположен достаточно далеко от основных производителей цемента в Узбекистане, поэтому стоимость железосодержащего минерализатора высокая из-за финансовых затрат на его транспортную доставку. Появление новых местных производителей металла, которые наряду с основной сталелитейной продукцией, могут реализовать также вторичные железосодержащие продукты, исключит эту транспортную наценку, что сделает цемент более конкурентоспособным.

В связи с тем, что самая северная территория Узбекистана – Республика Каракалпакстан, занимающая огромную территорию, характеризуется разнообразием климатических и географических условий, из-за высыхания Аральского моря - засоленностью почв, нашествием барханных песков. Известно, что грунтовые воды и вообще почва Каракалпакстана отличается высокой минерализацией, поэтому почва при строительстве сооружений и зданий целесообразно использование сульфатостойкого цемента, для выпуска которых необходима организация производства клинкера с высоким значением кремнеземистого модуля. Для повышения кремнеземистого модуля сырьевой смеси для обжига клинкера ее корректируют песком и другими кремнеземсодержащими природными и техногенными ресурсами. С учетом выше упомянутых факторов в этом регионе целесообразно применение строительных материалов, устойчивых к воздействию минеральных солей и климатических колебаний.

В связи с тем, что в научной и патентной литературе отсутствует информация по технологическим свойствам барханных песков Табакумского месторождения в качестве цементного сырья, проведены исследования по определению основных его показателей методами химического, рентгенофазового, дифференциально-термического и электронно-микроскопического анализа. Химические составы проб барханного песка представлены в табл.1.

В этом аспекте в качестве кремнеземсодержащей добавки в цементную сырьевую смесь заслуживает особый интерес

Таблица 1

Химический состав барханного песка											
№ п/п	ппп	Содержание оксидов, %									Σ
		CaO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	MgO	SO ₃	TiO ₂	Na ₂ O	K ₂ O	
1	2,37	3,59	81,7	5,61	1,68	1,06	0,11	0,24	2,01	1,54	99,91
2	3,07	2,78	83,8	5,59	0,73	0,69	0,09	0,23	2,14	1,17	100,2
3	3,09	2,73	82,8	5,64	1,13	0,68	0,10	0,25	2,13	1,43	99,99

Таблица 2

Характеристика минералогической части тяжелой фракции барханного песка									
Размеры фракции	Пироксен	Эпидот	Роговая обманка	Биотит	Гранит	Циркон	Рудные минералы	Барит	Сумма
0,25-0,1	18,2	23,7	11,2	16,1	9,1	-	18,3	1,4	98,0
---	22,1	16,3	18,3	7,9	6,9	5,7	21,4	1,1	99,7
---	19,3	23,3	17,6	3,2	7,1	4,8	23,1	1,5	99,9

Табаккумское месторождение барханного песка, расположенного в 6 км к северо-востоку от г. Нукуса. Месторождение сложено мелкозернистыми золовыми песками серовато - желтого цвета, залегающими на верхнемеловых отложениях. Золовые пески имеют форму гряды, высота бугров и барханов колеблется от 2 до 6 м. Общие запасы составляют 2118172 м³ [2].

В минералогической части легкой фракции барханного песка имеется

преимущественно кварц-замутнённые, содержащие в себе включения, мелкие, точечные, прозрачные кристаллы. Форма кристаллов разнообразная, округлённая и нормальная. Преобладают полевые шпаты калиевого состава над палиоклазом. Оба минерала неправильной формы, наблюдаются микроклин с микроклиновой решёткой. Мусковит встречается в виде бесцветных чешуек с округлыми, иногда рваными краями, разрез мусковита близкий к базальным и поэтому обладает низкой интерферентной окраской.

По данным [2], в минералогической части тяжелой фракции барханного песка имеются следующие минералы: эпидот - встречается в виде неправильных частиц округлённой формы, обладает желтовато-бурым цветом с высокими аномальными интерферентными окрасками (табл. 2.).

В барханных песках пироксен - встречается в виде бледно-зелёных и бесцветных кристаллов моноклинной сингонии. Погасание косое, 440. В обломках пироксена никаких следов окатанности не наблюдаются. Отмечены включения гранита в виде остроугольных обломков, близких к изотермической форме. Цвет розоватый, преобладает содержание бесцветных зерен последнего. Присутствует биотит в виде включений зеленого цвета, реже коричневого, имеет таблитчатую и округлую форму. Зеленый цвет биотита переходит от светло-зеленого до травяно-зеленого. Выветрены биотиты желтовато-зеленые. Рудные минералы встречаются в виде бесформенных зерен с микрозернистой структурой и шаровидных агрегатов, чаще наблюдаются хорошо образованные кубические кристаллы, цвет в отраженном свете - латунно-желтый. Барит - бесцветный кристалл, в виде неправильных обломков.

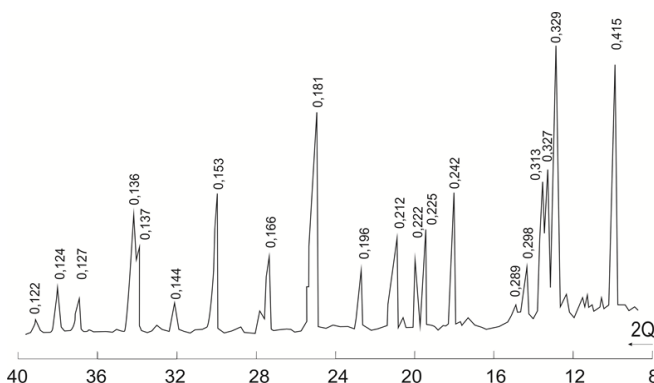


Рис.2. Дифрактограмма барханного песка Табаккумского месторождения

На дифрактограмме песка наблюдаются линии кварца $d/n = 0,329; 0,242; 0,225; 0,222; 0,212; 0,196; 0,181; 0,166; 0,153; 0,136; 0,124$ нм, а также линии, соответствующие тридимиту, кристобалиту, обнаружены линии ортоклаза и альбита (рис 2). По данным (рис. 3), на термических кривых барханного песка присутствует размытый эндотермический эффект с максимумом при 540 °С, который вызван переходом кварца в б-кварц, а появление экзотермического эффекта при 940 °С связано с переходом кварца в тридимит, а эндотермический эффект, обнаруженный при 980 °С соответствует переходу кварца в б-кристобалит [3].

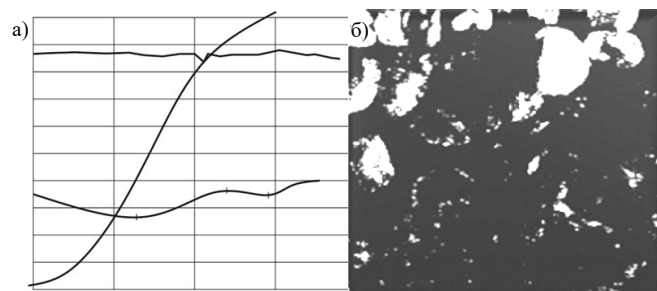


Рис.3. Кривые нагрева (а) и электронно-микроскопические снимки (б) барханного песка Табаккумского месторождения

Результаты изучения барханного песка под оптическим микроскопом при бинокулярном увеличении $\times 60$ показали, что в нем преобладает содержание кварца, в качестве примесей присутствуют пироксен, полевые шпаты, гидрослюда, кварц кристаллический зернистый в виде обломков кристаллов различной степени окатанности, что хорошо согласуется с данными рентгенофазового и дифференциально-термического анализов.

Средний размер обломков кристаллов кварца различной степени окатанности составляет 25 мкм (пределы колебаний 10-43 мкм). Кварц серовато-белого цвета окрашен гидроксидами железа, рыжеватые оттенки прозрачные, полупрозрачные, представлены в песке обломками различной степени окатанности, содержание кварца до 85-90%. Обломки измененного пироксена темно-зеленого цвета, гидрослюда светлая и темная (чёрная) изометрично-пластинчатая.

В тонкодисперсной фракции песка преобладает гидрослюда размерами частиц до 2 мкм, монтмориллонит в качестве примесей присутствуют обломки карбонатов размером 1,4 мкм, полигорскит, каолин, призматически измененный пироксен размером до 0,7х1,7 мкм. Обволакивающая реплика с отдельных частиц песка выявила морфологию обломков кристаллов кварца, псевдогексагональных, пятигранных пластинок полевых шпатов на их поверхности, обнаружен каолин размером до 0,06 мкм.

Таким образом, исходя из результатов исследований технологических свойств барханного песка Табаккумского месторождения сделано прогнозное заключение о возможности его использования в составе сырьевой смеси для получения высококремнеземистого клинкера для сульфатостойкого цемента.

В целях определения возможности получения кондиционного клинкера на сульфатостойкие цементы из сырьевых материалов использовали известняк и глину Жамансайского месторождения.

Таблица 3

Химический состав сырьевых компонентов

№ п/п	Наименование сырья	п.п.п.	Содержание оксидов, %						
			SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	R ₂ O
1	Глина Жамансай	7,90	61,91	20,50	4,05	1,99	2,03	1,62	-
2	Барханный песок Табакумского месторождения	2,98	85,73	6,53	сл.	2,58	0,93	1,25	--
3	Известняк Жамансай	42,39	2,28	1,99	сл.	51,61	0,70	1,03	-
4	Мергель Порлытау	35,40	14,91	5,04	2,87	39,26	сл.	2,52	-
5	Огарки АГМК	0,40	41,01	8,10	44,20	2,19	0,50	1,10	2,50

Для повышения кремнеземистого модуля сырьевые смеси рассчитывали с использованием барханного песка Табакумского месторождения.

Сырьевые смеси рассчитаны при значениях КН=0,90-0,92; n=2,40 и p=1,30 на основе известняка и глины Жамансайского месторождения, барханного песка «Табакумского» месторождения и огарки АГМК (1-вариант, сырьевая смесь 3 1). Во втором варианте расчетов сырьевые смеси рассчитаны без применения глины Жамансайского месторождения путем ее замены мергелем Порлытауского месторождения – сырьевые смеси № 2 и 3 (табл. 4). Расчетные данные показывают, что при заданных значениях КН(0,90-0,92), клинкеры на основе новых сырьевых смесей по содержанию C₃S и C₃A несколько превышают регламентируемое их содержание по ГОСТ 22266-2013, который ограничивает их содержание не более 50% и 5% соответственно. Результаты экспериментальных исследований, это условие в отношении основных компонентов не выдерживают, что диктует необходимость обогащения сырьевой смеси SiO₂, путем увеличения кремнеземосодержащих пород. Следовательно, для соответствия полученных показателей клинкера на основе новых сырьевых смесей, необходимо несколько повысить их кремнеземистый модуль (p), т.е. увеличить количество барханного песка в сырьевых смесях, или снизить значение глиноземистого модуля (n). Однако, цементы из клинкеров на основе рассчитанных составов сырьевых смесей, благодаря значительно низкому содержанию C₃S и C₃A, в процессе гидратации и твердении будут характеризоваться более низким тепловыделением, что обеспечит их более высокую сульфатостойкость чем портландцемент традиционного минералогического состава.

Существует также экономически выгодный вариант получения сульфатостойких цементов на основе подобных клинкеров путем введения гидравлических добавок с высокой поглощающей способностью типа опоки, трепела, микрокремнезема, диатомита, барханного песка и других кремнеземосодержащих материалов при их помоле.

Так как известно, что микрокремнезем и тонкомолотые высококремнеземистые сырьевые материалы природного и техногенного происхождения являются высокорекреационными по отношению к извести и активно участвуют в образовании коллоидной силикатной части цемента при его гидратации и твердении, их использование не только повышает сульфатостойкость цемента, но и способствует снижению себестоимости и увеличению объема его производства [5-8].

Таким образом, на основе проведенных исследований установлена принципиальная возможность получения кондиционного клинкера для сульфатостойкого цемента на основе сырьевых материалов Каракалпакстана. Показана возможность использования барханного песка Табакумского месторождения в качестве компонента сырьевой смеси для повышения его кремнеземистого модуля. Определены прогнозные варианты повышения содержания кремнезема в сульфатостойких цементах, для чего в настоящее время проводятся масштабные исследования по оптимизации состава и технологии производства высококремнеземистых клинкеров и цементов с использованием барханного песка Табакумского месторождения Каракалпакстана.

Таблица 4

Расчетный вещественный состав сырьевых смесей и минералогический состав клинкеров

Состав сырьевых смесей %	Значение модулей			Содержание минералов, %				Жидкая фаза
	КН	n	p	C ₃ S	C ₂ S	C ₃ A	C ₄ AF	
Сырьевая смесь № 1								
Известняк 81,64	0,90	2,40	1,30	53,96	22,65	6,98	12,17	25,99
Глина, 3,31								
Песок, 9,48								
Огарки, 5,57								
Сырьевая смесь № 2								
Известняк, 64,04	0,90	2,40	1,30	52,45	23,69	6,97	12,15	52,60
Песок, 8,86								
Мергель, 22,75								
Огарки, 4,36								
Сырьевая смесь № 3								
Известняк, 65,60	0,92	2,40	1,30	56,78	19,64	6,89	12,00	25,32
Песок, 8,85								
Мергель, 21,18								
Огарки. 4.38								

Библиографический список:

1. Каракалпакстан: анализ проделанной работы и планы на перспективу. <http://uza.uz/ru/politics/karakalpakstan-analiz-prodelannoy-raboty-i-plany-na-perspektiv> 15-12-2017.
2. Минеральная сырьевая база строительных материалов УзССР. Справочник. – Ташкент. : Фан. 1967. – 600 с.
3. Горшков В.С., Тимашев В.В., Савельев В.Г. Методы физико-химического анализа вяжущих веществ. -М.: Высшая школа. -1981. - 333 с.
4. Рамачандран В.С. Применение дифференциально-термического анализа в химии цементов. -М.: Стройиздат. -1977. -408 с.
5. Айлер Р. Химия кремнезема // Под ред. Д.т.н., проф. В.П. Прянишникова. Ч. 2.–М.: Мир, 1982. – 712 с.
6. Технология бетона. Гл. 2.1 «Вяжущие вещества». <http://www.bibliotekar.ru/spravochnik-176-tehnologia-betona/9.htm>.
7. Сравнительные характеристики пуццоланового портландцемента и простого цемента. <http://www.advicehouse.ru/vyazhushhie-veshhestva/puccolanoviy-portlandcement.html>.
8. Микрокремнезем и его применение. <http://kazsilicon.kz/ru/node/89>.

РУХ ХОМАШЁСИНИ ВЕЛЬЦЛАШ ЖАРАЁНИДА “НАСТИЛ” ҲОСИЛ БЎЛИШ САБАБЛАРИНИНГ ТАҲЛИЛИ ВА ОЛДИНИ ОЛИШ ЧОРАЛАРИ

В статье произведён анализ проблемы настylieобразования при вельцевании цинковых кеков в вельц-печи, изучены минералогический состав и степень нарастания настylie, а также выявлен участок печи, где начинается настylieобразование. На основании проведённого анализа предложены методы предотвращения настylieобразования и сделаны соответствующие выводы.

Опорные слова: Вельцевание, шлак, настил, футеровка, гарнисаж, цинковой кек, фракция, труба вращающаяся печь.

In article the problem analysis nastily formations is made at work vels industrial product of zinc in the vels-furnace, the mineralogical structure and increase degree nastily are studied, and also the furnace site where begins nastily formations is revealed. On the basis of the spent analysis prevention methods nastily formations are offered and corresponding conclusions are drawn.

Key words: vels process, slag, floor, lining, hamisaj, zinc cake, fraction, a pipe rotating the furnace.

Самадов А.У.

директор Алмалыкского филиала ТашГТУ
им.И.Каримова, д.т.н.



Бердияров Б.Т.

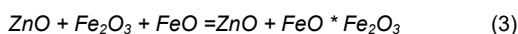
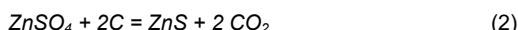
ст. преподаватель кафедры
«Металлургия» ТашГТУ
им.И.Каримова



Вельцлаш жараёнининг асосий камчиликларидан бири бу печларда “настил” ҳосил бўлиши ҳисобланади. “Настил”нинг ҳосил бўлиши - печнинг умумий компанияси ва печь футеровкасининг хизмат қилиш муддатининг сезиларли равишда қисқаришига ва рух — қўғошин сақловчи материалларни вельцевлаш жараёнида, техник — иқтисодий кўрсаткичларига салбий таъсир кўрсатади.

Вельцлаш ёки вельц — жараёни айланадиган трубада, 1000-1200°C ҳарорат оралиғида ўтказилади. Ҳароратнинг юқори қиймати шихта эрувчанлиги билан чекланган, қайсики шихта бутун жараён давомида қаттиқ ҳолатда бўлиши керак.

Шихта таркибига тикловчи модда кокс киритилади. Бунда жараёни дастлабки дақиқаларида қуйидаги реакциялар рўйбе-ради.



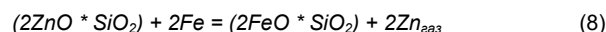
(1, 3) реакциялар шихтадаги рух бирикмаларининг кокс таркибидagi углерод билан реакцияга киришиши натижасида содир бўлади. 4,5 реакциялар эса печнинг газли фазасида содир бўлади. Газ фазасида СО ни оксидланиши печдаги юқори ҳароратни ушлаб туришга кўмаклашади, рух буглари эса газли фазада оксидланади:



Ва газ оқими билан чанг ушлаш системасига чиқарилади.

Печнинг ўрта қисмида рух оксиди кремний диоксида билан ўзаро боғланиб силикатлар кўпайишига олиб келади.

Темир, рух ва қўғошин феррит, магнетит ва гематит шаклида вельцевлашга келган кекда бўлади. Бу ҳолатдаги темир бирикмалари печнинг иккинчи ярмида оксид ва сульфидлардан металл ҳолатгача актив тикланади. Бунинг натижасида бирикма таркибидagi рух қийин тикланадиган моддалардан возгон ҳолатга ўтади:



Шундай қилиб, вельцевлаш жараёнининг якунида печнинг реакцион массасида рухнинг оксид, сульфид ва силикат шаклидаги бирикмалари камайд. Клинкерда рухнинг қолган миқдори 0,1-1,0 % ташкил этади. Клинкер таркибида рух қуйидаги шаклларда учрайди, сульфид 45; силикат 17; алюминат-феррит 20; оксид 18.

Вельцлаш даврида темир рухни ажралиб чиқишига кўмаклашади. Фақат 1180°C да $(2\text{FeO} \cdot \text{SiO}_2) - \text{FeO}$ эвтектикаси эрийди ва қаттиқ чўкма (настил) пайдо бўлишига олиб келади. Ундан ташқари, темирни углеродланиши натижасида чўян ҳосил бўлади ва улар йирик золдир шаклига айланади. Шу сабабли вельц печда юқори ҳароратли (1150°C) зона иложи борича қисқа бўлиши керак.

Таркибида рух сақловчи материалларни труба айланмали печларда вельцевлаш жараёнида ҳосил бўладиган “настил” халқаларининг хусусиятларига қараб бир неча турларга бўлинади. Булар: вельцевлаш жараёнида шлак кўринишида ҳосил бўладиган “настил”лар ва ҳароратлар фарқи туфайли вужудга келадиган “настил”лардан иборатдир [1].

Кўпчилик олимларнинг фикрича рух кекларини вельцевлаш жараёнида, устки сульфидли “настил”лар ҳосил бўлиши қуйидагича ифодаланади. Оқувчан силикат горнисаж, печ футеровкаларининг ғовақларига оқиб кириб ва бундан кейин дастлабки шихта бўлакчаларини қамраб олиш билан бошланади. Печь футеровкасига ёпишган гарнисаж қатлами, ҳарорат таъсири остида ва газ муҳитида темирга тўйиниб қийин эрийдиган рух сульфиди ҳосил бўлиши билан жараён оқиб ўтади. Бунинг оқибатида эса “настил” танаси зичлашади ва қизиб бирикиш ҳолатлари содир бўлади [2].

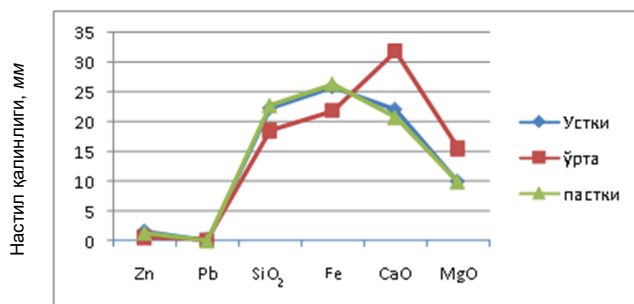
Изданишлар ўтказилиши натижасида шу маълум бўлдики, рух кекларини вельцевлаш жараёнида уч турли “настил”лар вужудга келиши исботланди. Булар: шлакли, сульфидли ва металлланган ҳамда буларнинг аралашмалари, шлак-сульфидли ва шлак-металлланган “настил”лардан иборатдир.

Шу турдаги “настил”ларнинг ҳосил бўлиш сабабларини ўрганиш мақсадида, труба айланмали печларда ҳосил бўлган шлакнинг юқори қисмини (1-жадвал, 1 расм) олиб, унинг устида кимёвий таҳлиллар ва микроскопик кузатиш олиб борилди. Ўтқазилган тажрибаларнинг кўрсатишича, дастлаб футеровкага ёпишувчи “настил” қатламининг конуссимон танасида, кам миқдордаги дастлабки шихта таркибидagi бирикмалар билан, -

1-жадвал

Вельц печларида “настил” қатламининг таркиб кўрсаткичлари

Намуна рақами		1	2	3
“Настил” қатлами		Устки қатлам, мм	Ўрта қатлам, мм	Футеровкага ёпишувчи пастки қатлам, мм
Компонентлар миқдори, %	Zn	1,5	0,54	1,36
	Pb	0,05	0,22	0,01
	SiO ₂	22,2	18,5	22,7
	Fe	25,8	21,8	26,3
	CaO	22,0	31,8	20,7
	MgO	9,87	15,5	9,9
Фазали таркиби, %	Темир	Металл ҳолида	4,18	1,28
		Кислотада эриган	12,7	-
	Рух	Сульфат	0,01	0,01
		Оксид	1,15	0,50
		Сульфид	0,28	0,07



Настил таркибининг компонентлари

1-расм. Вельц печида ҳосил бўладиган настил қатламининг кимёвий таркиби

сфалирит кристалларининг устунсимон агрегатлари ҳосил бўлиши аниқланди. Ўрта қатламда эса, сфалирит, магнетит, рух феррети ва силикатларидан иборат бўлиши кузатилади. Труба айланмали Вельцевлаш печларида ҳосил бўладиган “настил”ларда учунчи қатлам ҳам мавжудлиги аниқланиб, унда устки қатлам қалинлиги 5см гача етиши ва у майда зарра кўринишдаги цинкит агрегатларидан иборат бўлиши аниқланди, бўлардан ташқари устунсимон вертикал агрегатлардаги кристалларнинг 40-50 мкм ли ўлчамлиги, рух оксидининг конденсат механизми асосида ҳосил бўлишини кўрсатди.

Изланишлардан олинган натижаларга кўра вельц печларида “настил” пайдо бўлишини камайтириш ва имкон қадар йўқотиш учун жараёнда бир қатор техник ва технологик ўзгартиришлар киритиш орқали амалга ошириш мумкин.

Материалларни вельцевлашда печь ҳароратининг кескин ўзгариши ҳам жараёнда “настил” ҳосил бўлишига сабаб бўлади. Буни ўз навбатида печдаги материаллар ҳаракат тезлигини камайтириш орқали печда “настил” ҳосил бўлишини олдини олиш мумкин.

Вельц печларида “настил” ҳосил бўлиш эҳтимolini камайтириш учун, қайта ишланадиган булакчаларнинг фазовий таркиби ва материаллар йириклиги бўйича тенг, шихта таркибидаги карбонат ва сульфатларни маълум миқдорда камайтирилган ҳолда, уларни печга иложи борица пастроқ тезликда бериш орқали материалларни қайта ишлаш талаб этилади. Юқоридаги келтирилган талабларни бажариш орқали печда “настил” ҳосил бўлишининг олдини олиш мумкин.

“Настил” ҳосил бўлишга қайта ишланаётган материалларнинг йириклигига ҳам боғлиқ. Бунга мисол ўрнида 20% фракция -0,1мм, 25% +5мм бўлганда мос равишда бу турли булакчалар қизиш тезлиги ўртасида катта фарқ кузатилади. Бундай ҳолларда қоида бўйича кичик ўлчамли булакчалар эрийди ва қатлам орасидан сетиб печь футеровкасига сингиши кўзатилади. Бу ўз-ўзидан “настил” ҳосил бўлиш эҳтимolini оширади. Шу сабабли вельцевлаш жараёни имкон қадар бир хил йирикликдаги заррачалардан ташкил топган материалларни қўллаш мақсадга мувофиқдир.

Вельц печининг нисбатан паст ҳароратларда ишлайдиган қисмиданам шихтанинг печь деворларига ёпилишини олдини олиш мақсадида печь барабинининг деворлари юзаси бўйлаб занжирли тасмалар ўрнатилади. Бу занжирли тасмалар шу йўсунда ўрнатиладики, яъни айрим зона узунлиги танланиб, айнан уша зонадаги газлар ҳарорати 700°C дан ошмаслигини таъминлаш инобатга олинади.

Изланишлардан олинган натижаларга кўра вельцевлаш печида “настил” ҳосил бўлиши олдини олишда қўйидаги ҳулосалар келиб чиқди:

Печнинг ишчи зонасида ҳароратнинг ўзгариб туриши.

Печга берилаётган шихтанинг гранулометриқ таркибининг тузилиши.

Печдаги материалларнинг ҳаракатланиш тезлиги.

“Настил” ҳосил бўлишини камайтириш учун қўйидаги фикрлар келиб чиқди:

имкон қадар печь ишчи юзаси бўйлаб ҳароратни 700°C дан юқорида ушлаб турилиши керак;

печда ҳаракатланаётган материаллар тезлигини одатдагидан 1 – 1,5 марта секинлаштириш;

печга берилаётган материалларнинг йириклиги 90 – 95% гача бир хилликда бўлиши талаб этилади;

печь футеровкаларига юқори ҳароратда юкланган материалларни ёпишиб қолмаслик мақсадида печь юзаси бўйлаб занжирлар ўрнатилади.

Адабиётлар рўйхати:

1. Горох А.В., Русанов А.Н. Петрографический анализ процессов в металлургии. -М.: Металлургия, 2004. -287 с.
2. Пусько А.Г., Ярыгин В.И., Колесников А.В., Желудкова Е.А. – Цветная металлургия. Бюл. НТИ, 2002. №2. С.32-37.

ПЕРСПЕКТИВЫ РАЗРАБОТКИ НОВЫХ ВИДОВ ОГНЕУПОРНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Мақолада ўтга чидамли материалларининг янги авлоди - ўтга чидамли бетонлар ишлаб чиқариш технологиясини ишлаб чиқишга оид тадқиқот натижалари келтирилган. Тадқиқотнинг илмий янгилиги сифатида муаллифлар ўтга чидамли бетонлар таркибига киритилувчи янги ноанъанавий тўлдиргич - техноген чиқинди танланганлиги қайд қилинган. Ўтга чидамли бетонлар таркибига киритилувчи тўлдиргич сифати газни қайта ишлаш мажмуасида ҳосил бўлувчи глиноземли чиқинди танланган. Чиқинди дифференциал термик, рентгенографик таҳлилдан ўтказилиб термик фаоллаштириш лозим деб топилган. 1200°C ҳароратда куйдирилган масса асосида ўтга чидамли бетон наъмуналари тайёрланган ва уларнинг механик мустаҳкамлик кўрсаткичлари ўрганиб чиқилган.

Таянч иборалар: Оловбардош буюмлар, юқори ҳарорат, куритгичлар, цемент санъати, минерал хом-ашё, газсимон реагентлар, суюқ боғловчилар, куйдириш жараёни, физик-кимёвий кўрсаткичлар, гранулометрик таркиб.

In the article the scientific results of a new generation of refractory materials – refractory concretes. As scientific novelty, the authors give the choice of the content of the composition of refractory concretes of a new unconventional filler – technogenic waste. As a filler of the composition of refractory concretes alumina containing waste, formed in gas processing complexes. The waste passed thermogravimetric, radiographic analyzes and deems it necessary in thermal activation. Based on the calcined mass at 1200°C, samples of refractory concrete and studied the mechanical strength.

Key words: Refractory materials, high temperatures, dryers, cement industry, mineral raw materials, gas reagents, liquid binding, firing process, physical-chemical indicators, granulometric composition.

Юнусов М.Ю.,
проф. каф. «Технология
силикатных материалов и
редких и рассеянных
металлов» Ташкентского
химико-технологического
института,
д.т.н.,



Бабаев З.К.,
заведующий кафедры
«Химические технологии»
Ургенчского
государственного
университета,
к.т.н., доцент



Рузметова А. Ш.,
докторант кафедры
«Химические технологии»
Ургенчского
государственного
университета



Развитие ряда отраслей промышленности непосредственно связано с производством огнеупоров. Огнеупорные изделия это материалы, изготавливаемые на основе минерального сырья и отличающиеся способностью сохранять без существенных нарушений свои функциональные свойства в разнообразных условиях службы при высоких температурах. Применяются для конструирования печей, сушилок и других высокотемпературных агрегатов, для проведения ряд высокотемпературных металлургических процессов. Согласно по ГОСТ Р 52918-2008: огнеупор - неметаллический материал с огнеупорностью не ниже температуры 1580 °С, используемый в агрегатах и устройствах для защиты от воздействия тепловой энергии и газов, жидких, твердых агрессивных реагентов.

Товароборот мирового огнеупорного рынка по зарубежным данным на 2014-2015 годы оценивалось в 25 млрд. евро [1]. Как видно из диаграммы, (рис.1) основным потребителем огнеупоров является черная и цветная металлургия. Широкий спектр предлагаемых на мировом рынке огнеупорных материалов заставляет потребителя особенно внимательно относиться к выбору производителя огнеупора. Непрерывная оптимизация существующих технологических процессов с целью усовершенствования качества изделия, так же как и сокращения потребления ресурсов времени, энергии и сырьевых материалов, важна для каждой компании, стремящейся остаться конкурентоспособной на рынке, как производящей, так и потребляющей огнеупорную продукцию.



Рис.1. Потребность к огнеупорным изделиям по секторам производства

Отсюда одна из основных мировых тенденций – это снижение удельных расходов огнеупоров.

За полвека удельные расходы огнеупоров в производстве стали и сплавов уменьшились почти в 3 раза, в стекольной промышленности удельные расходы огнеупоров снижены почти в 4 раза – с 15 до 4кг на тонну стекла, в цветной металлургии за тот же период они уменьшены почти вдвое. В цементной промышленности расход уменьшен почти в 10 раз и составил в 2000 г. на отдельных предприятиях цементной промышленности 0,25кг на тонну цементного клинкера. Наиболее важным фактором, вызвавшим существенное понижение удельных расходов огнеупоров, является применение новых неформованных огнеупоров. К классу неформованных огнеупоров относятся огнеупорные бетоны (бетонные массы, смеси, предварительно отформованные изделия), являющиеся основными, а также торкрет массы, набивные и пластичные массы, мертели (огнеупорные растворы) сухие смеси, огнеупорные покрытия, керамические волокна и материалы на их основе [2].

Огнеупорные бетоны это смеси огнеупорных заполнителей и связывающих, которые при затвердевании превращаются в камнеподобный материал, способный при длительном воздействии высоких температур сохранять заданные механические свойства. В последнее время огнеупорная промышленность в возрастающем количестве производит безобжиговые огнеупорные изделия. Их можно рассматривать как огнеупорные бетоны на том основании, что по аналогии с обычными бетонами они состоят из огнеупорного наполнителя, инертного при обычных температурах, и вяжущего вещества минерального или органического происхождения.

Огнеупорные бетоны отличаются от обычных бетонов, во-первых, огнеупорностью и достаточной прочностью в условиях службы при высоких температурах; во-вторых, свои эксплуатационные свойства они приобретают в процессе работы при воздействии высоких температур. Огнеупоры такого типа получили широкое распространение потому, что в технологии их производства отсутствует сложный и дорогой технологический процесс — обжиг. О преимуществах огнеупорных бетонов перед традиционными огнеупорными изделиями сообщается в[3].

В технологии огнеупорных бетонов употребляется терминология, несколько отличительная от терминологии, употребляемой в области огнеупорной керамики. Огнеупорные порошки, разделенные по фракциям, применяемые для производства огнеупорных бетонов, называют заполнителем (крупным, мелким, тонким). Огнеупорные порошки, содержащие все фракции, необходимые для производства бетона, и сухие вяжущие вещества называют сухими бетонными смесями. Смеси вместе с водой или жидкими вяжущими называют бетонными смесями. Огнеупорные бетоны классифицируют по типу изделий из них, по виду вяжущих и инертных заполнителей, используемых при их производстве.

В наших исследованиях изучены возможности получения заполнителя из глиноземсодержащего отхода газохимического комплекса. На Шуртанском и Устюртском газохимических комплексах в процессе полимеризации полиэтилена в качестве катализатора используется оксид алюминия в активной форме, полученный путем термической обработки природных бокситов при температуре 250-300 °С. Содержание оксида алюминия в составе отработанного катализатора составляет более 90 %, в связи с чем, многими исследователями он изучался в качестве потенциального источника алюминия с целью получения различных видов материалов и изделий [4,5]. В целях выяснений процессов происходящих при термообработке глиноземсодержащего отхода нами было проведено дифференциально-термический анализ данного отхода на дериватографе системы "Паулик-Паулик-Эрдей" со скоростью 10град/мин и навеской 0,1175г при чувствительности гальванометров Т-900; ТГ-200; ДТА-1/10; ДТГ-1/10. Запись проводили при атмосферных условиях. Полученные результаты приведены на рис. 2.

На кривой нагревания образца глиноземсодержащего отхода (рис. 1) обнаружены 8 эндотермических эффектов при 95, 120, 368, 397, 420, 482, 620, 723 °С и 3 экзотермических эффекта при 225, 330 и 584 °С.

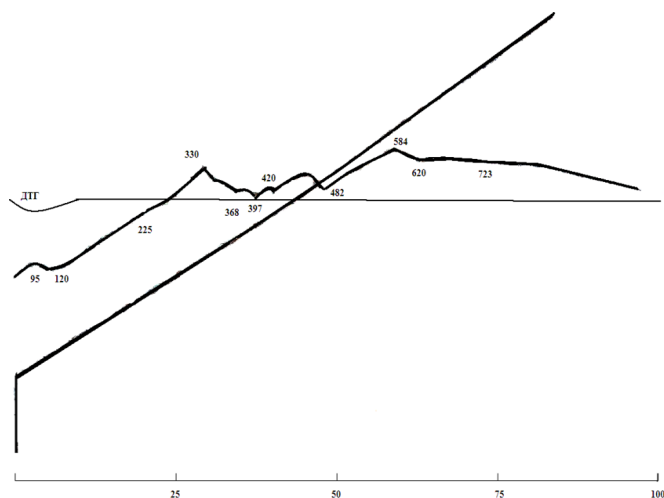


Рис.2. Термограмма глиноземсодержащего отхода Шуртанского газохимического комплекса

Появление первых двух эндотермических эффекта обусловлено удалением воды, а остальных с процессами разложения гидрата алюминия.

В интервале температур 60-180 °С убыль массы составляет по кривой термогравиметрии 8,94%. Дальнейшее повышение температуры приводит к постепенному уменьшению массы образца. Общая потеря массы в диапазоне температур 60-90 °С по кривой термогравиметрии составляет 20,43%. Появление экзотермических эффектов связано с фазовыми изменениями в системе.

Также в наших исследованиях были приведены рентгенографические исследования данного отхода. Рентгенографический анализ проводился на дифрактометре марки Дрон-4. На рентгенограмме исходного отхода (рис.2-1) обнаружены дифракционные максимумы, свойственные гидраргиллиту $Al_2O_3 \cdot 3H_2O$, бёмиту $Al_2O_3 \cdot H_2O$, диаспору $AlO(OH)$ и байериту. Интенсивность рефлексов бёмита заметная, а остальных фаз крайне незначительная. Дифрактограмма (рис.2-3) использованного катализатора отличается от

рентгенограммы исходного уменьшением интенсивности или вовсе исчезновением заметных рефлексов бёмита и появлением или усилением некоторых рефлексов гидраргиллита.

Характер кривой дифрактограммы при этом становится более аморфной. После обжига при температуре 1200 °С на рентгенограмме (рис.3) появляются дифракционные максимумы с невысокой интенсивностью, отражающие байерит- полиморфную модификацию гидроокиси алюминия, а также рефлексы свойственные диаспору и β -глинозему. Характер полученных дифрактограмм исходного и отработанного глиноземсодержащего катализатора свидетельствует о протекании последовательных низкотемпературных превращений гидроокислов алюминия, которые связаны с разложением различных модификаций гидратов алюминия. В табл.1 приводятся некоторые физико-химические свойства глиноземсодержащего отхода до и после обжига.

Базируясь к полученным данным, нами были сделаны предположения, что данный отход полностью можно будет применить в качестве заполнителя для получения огнеупорного бетона.

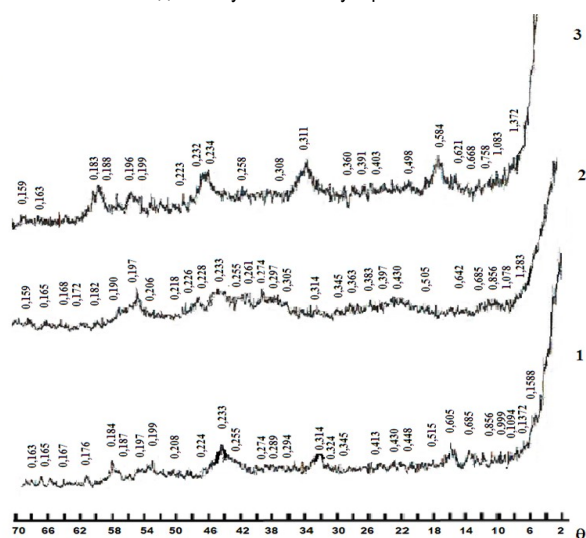


Рис.3. Рентгенограммы исходного (1), отработанного (2) и термообработанного (при T=1200 °C) глиноземсодержащего отхода (3)

В качестве связывающего компонента в литературе имеются много сведений [4-6], но в основном авторы ссылаются на использование алюмофосфатных связывающих, как наиболее легкодоступного вяжущего с сравнительно низкой стоимостью. В ходе наших исследований были получены различные образцы огнеупорного бетона, состоящих из связывающего и как необожженного так и обожженного глиноземсодержащего отхода при температурах 1000 и 1200 °С.

Соотношение глиноземсодержащего отхода: связывающие варьировались в пределах 70-80:30-20 (табл. 2). Подготовка массы осуществлялась по традиционной технологии бетонирования [7].

Отвержденные компоненты поместили в пластиковый контейнер и проводили смешивание в течение 3-5 мин. Затем смесь поместили в форму размером 70x70x70 мм, предварительно смазанные с глицери-

Таблица 1
Физико-химические показатели глиноземсодержащего отхода

№ п/п	Показатели	Отработанный катализатор	Отработанный катализатор T _{обж} =1200 °С
1.	Диаметр гранул	От 1 до 4 мм	От 1 до 3 мм
2.	Цвет	тёмно-коричневый	Белый
3.	Насыпная масса г/см³	1,091	0,88
4.	Гранулометрический состав: <3 мм <1 мм	3,9% 96,1%	3,68% 96,32%
5.	Водопоглощение, %	35,48	40,30

Таблица 2

Составы опытных масс огнеупорного бетона				
Составы	Компоненты			
	ОГО исходный	ОГО Обжиг =1000 °С	ОГО Обжиг =1200 °С	АФС
A-1	80			20
A-2	70			30
A-3		80		20
A-4		70		30
A-5			80	20
A-6			70	30

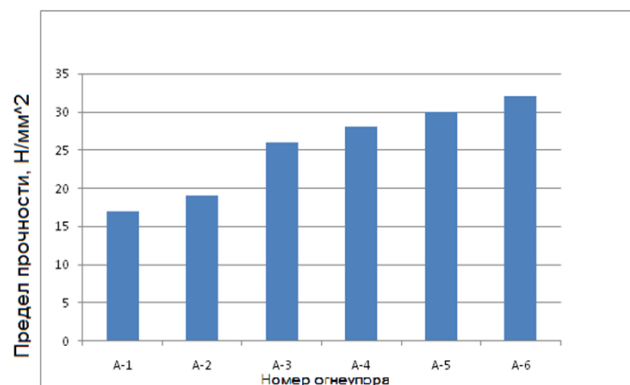


Рис. 4. Влияние состава на предел прочности огнеупорного бетона

ном с внутренней стороны. Прессование проводилось в гидравлических прессах при давлении прессования 10-15 МПа. После выдержки в комнатных условиях (средняя температура -25 °С, влажность 46-60%), образцы подвергали к механическим нагрузкам. Полученные данные приведены на рис.4.

Таким образом, проведенными исследованиями установлены, что имеется возможность получения огнеупорных бетона - как нового огнеупорного материала для замены огнеупорных изделий. Были исследованы глиноземсодержащие отходы газо-

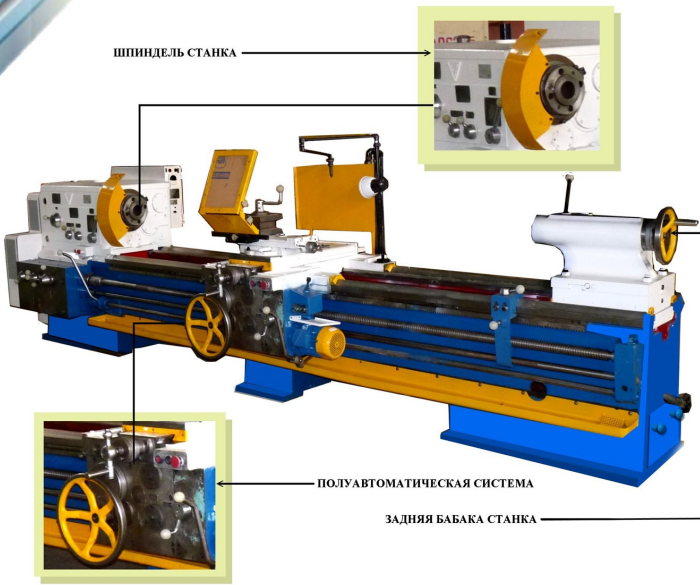
химического комплекса для использования его в качестве заполнителя огнеупорного бетона. В результате физико-химических исследований установлены, что данный отход становится как "мертвый" заполнитель после обжига при 1200 °С и вполне может быть применен как высокоогнеупорный заполнитель. Полученные образцы в дальнейшем изучаются с точки зрения их огнеупорности и химической стойкости, что будет сообщено в следующих публикациях.

Библиографический список:

1. Meier A. Challenges for the Refractory Future RHI / A. Meier, H.-J. Junger, S. // *Pirker Bulletin*. 2004. № 2. pp. 6-10.
2. Пивинский Ю.Е. Неформованные огнеупоры: справочное издание: в 2 т. Т. 1. Кн. 1. Общие вопросы технологии / Ю.Е. Пивинский. М.: Теплоэнергетик, 2003. 448 с.
3. Очагова И.Г. Тенденции развития мировой огнеупорной промышленности / И.Г. Очагова // *Новые огнеупоры*. 2004. № 4. С. 11-13.
4. Новопашин А.А., Хлыстов А.И. Получение железофосфатных связующих для жаростойких бетонов. // *Изв. высших учебных заведений. Строительство и архитектуры*. Новосибирск. - 1982. - №2. - С. 64-68.
5. Кузьменков М.И., Некрасова Г.Н. Низкотемпературный процесс получения жаростойких бетонов на основе доломита и полифосфатной связки. // *Огнеупоры и техническая керамика* -2006. - №12, С. 29-41.
6. Сычев М. М. Неорганические клеи. — 2-е изд., перераб. и доп. — Л.: Химия, 1986. — 152 с.



СТАНОК ТОКАРНО-ВИНТОРЕЗНЫЙ МОДЕЛИ 1М63



Государственное Предприятие НГМК
Производственное Объединение
“Навоийский машиностроительный завод”
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел: (+99879) 227-62-14, 227-64-23,
Факс: (+99879) 223-48-78.
Email: infonmz@ngmk.uz

НЕСУЩАЯ СПОСОБНОСТЬ ЭЛЕКТРОМАГНИТНОЙ ПЕРЕДАЧИ ВИНТ-ГАЙКА

Маколада прецизион дастгоҳлар ишчи органини раво ва кичик ҳаракатларини амалга ошириш учун дифференциал электромагнит винт-гайка узатмасининг юк кўтариш хусусиятини тадқиқоти кўрилган.

Таянч иборалар: дифференциал ўтказгич, винт гайка, машина қисимлари, аниқ ҳаракатлар, электромагнит воситалар.

The article describes the problems of the small movements the working parts of the machine-tool which works by the elektr-magnitikes screws transmissions and the analysis the characteristics of the power-driyen

Key words: differential gear, screw nut, machine components, precise movements, electromagnetic gear.

Жураев М.А.,
Ташкентский государ-
ственный технический
университет им. Ислама
Каримова



Исключительно высокая точность обработки деталей машин требует от исполнительных органов системы привода станка надежного осуществления последовательно малых и равномерных линейных перемещений узлов станков.

Известные исполнительные устройства линейных перемещений узлов станков такие, как винт-гайка качения, гидро- и аэро- статические пары обеспечивает малые потери на трение, высокие к.п.д., возможность осуществления малых перемещений, так как разность коэффициентов трения покоя и движения, например, в аэро- статических парах, исчезающе мала. Благодаря отсутствию непосредственного контакта между винтом и гайкой гидро- и аэро- статические пары обладают высокой долговечностью. Однако этим парам свойственны и существенные недостатки: трудоемкость изготовления, обусловленная требованиями высокой точности: применение дополнительного оборудования (маслостанция, индивидуальные компрессоры, если используется воздух высокого давления, гидро- и пневмоаппаратура подготовки рабочей среды) и неравномерность движения узла при малых скоростях движения, а также невозможность осуществления точных установочных перемещений при особо малых скоростях движения.

Осуществление точных и равномерных линейных перемещений узлов станков связан решением ряд сложных проблем. Одной из наиболее важной является неравномерность движения в области малых прерывистых перемещений, с периодически чередующимися срывами и остановками. Такого рода скачкообразное движение весьма характерно для станков высокой точности, когда необходимо обеспечить перемещения со скоростями порядка нескольких миллиметров в минуту и ниже. Непостоянство силы кинетического трения в области малых скоростей и изменений силы статического трения в зависимости от продолжительности неподвижного контакта является одним из основных источников ошибок при перемещении рабочих органов на строго заданную линейную величину [1].

Применение электромагнитной винтовой пары позволяет избежать-

ся от указанных недостатков. В электромагнитных передачах «винт-гайка» поступательное движение гайки с ведомым элементом относительно ходового винта обеспечивается бесконтактно магнитным полем, создаваемым гайкой электромагнитом и замыканием через витки резьбы ходового винта.

Несущая способность рассматриваемой передачи может быть выражена путем определения изменения механической энергии при изменении магнитных характеристик, которое вызывается смещением витков резьбы гайки из положения максимальной магнитной проводимости (витков против витка) в положение минимальной магнитной проводимости (витков против впадины – положение «срыв с резьбы») которая будет равна величине изменения механической энергии $W_{\text{мех}}$, деленной на путь перемещения гайки X .

Преимуществам которых по сравнению с известными устройствами является: отсутствие трения; высокое быстродействие и чувствительность; возможность электромагнитного управления выходными характеристиками. В месте с тем такие устройства имеют недостатки, малая несущая способность что ограничивает их широкое применение на практике.

Проведенный анализ существующих вариантов исполнений электромагнитных передач винт-гайки показали что, их несущая способ-

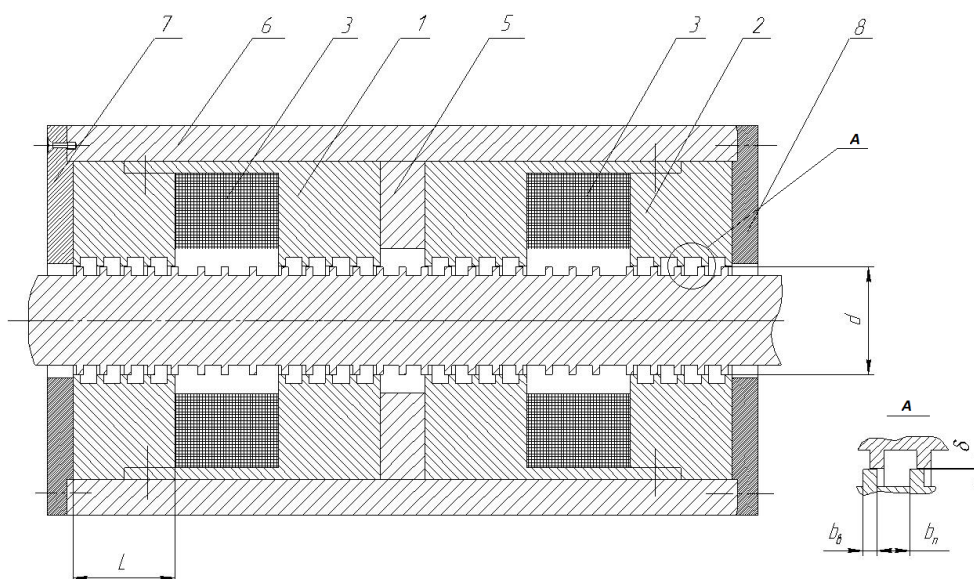


Рис.1. Схема дифференциальной электромагнитной передачи винт-гайка

ность зависит от варианта исполнения конструкции, геометрических параметров и схемой питания обмоток электромагнитов передачи [2]. Нами разработаны конструкция дифференциальной электромагнитной передачи винт-гайки с оптимальными геометрическими параметрами, целью обеспечения максимального тягового усилия и повышения технических возможностей подобных передач, а также расширения области их применения. Конструкция дифференциальной электромагнитной передачи винт-гайки показана на рис. 1. Он состоит из двух электромагнитных гаек 1 и 2 с электрическими обмотками 3 и винта 4. Винт установлен на бесконтактных опорах и расположен относительно гаек с воздушным зазором δ . Гайки передачи расположены в обоймы с разнонаправленным смещением витков резьбы относительно витков резьбы винта. Величина смещения витков обеспечивается прокладкой 5 между гайками. Положений гаек относительно обоймы 6 фиксируется крышками 7 и 8, а сама обойма жестко крепится подвижным узлом станка.

Для обеспечения оптимальных параметров передачи проведен анализ влияние геометрических и электромагнитных параметров конструкций на его передаваемое усилие [2]. Полученные зависимости показывают что, на передаваемое усилие дифференциальной электромагнитной передачи оказывает существенное влияние геометрические параметры полюсной части: ширина полюса L , ширина

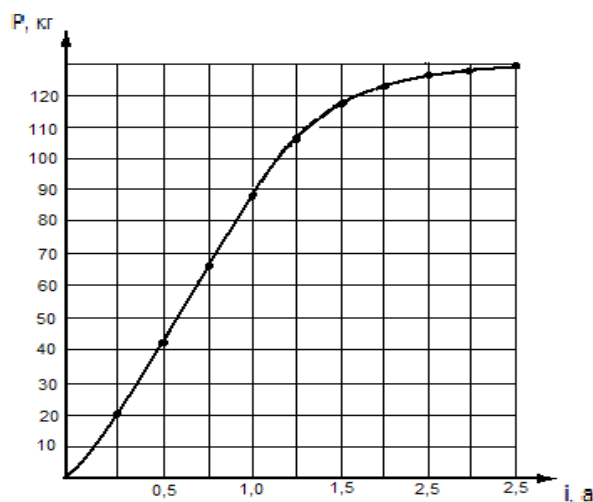


Рис. 2. Зависимость электромагнитной передачи винт-гайки от тока в обмотках электромагнитов

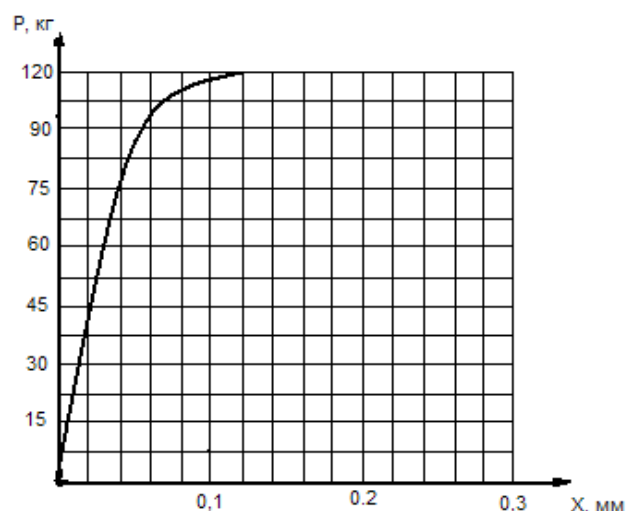


Рис.3. Зависимость относительного смещения зубцов электромагнитной передачи винт-гайки от нагрузки

витков резьбы b_a , ширина канавок b_h , высота витков резьбы h и величина воздушного зазора δ между винтом и гайкой.

Внизу приведены зависимость максимальной величины тягового усилия дифференциальной электромагнитной винтовой передачи от тока в обмотках гаек рис. 2. и жесткость передачи рис. 3.

Улучшение несущей способности передачи непосредственно повышает его жесткость. Полученные результаты позволяют сделать вывод что, при таких тяговых усилиях электромагнитных гаек передачи, с помощью регулирования токов в них можно осуществлять микроперемещения подвижного узла станка. Возможность электромагнитного управления тяговыми характеристиками гаек передачи при наличии системы управления передачей позволяет значительно улучшить выходные характеристики подобных передач. Таким образом на основе электромагнитных винтовых передач можно создать мехатронных исполнительных устройств привода подачи малонагруженных прецизионных металлорежущих станков и измерительных машин. Подобные исполнительные устройства благодаря отсутствию непосредственного контакта могут обеспечивать равномерность перемещения узла станка при особо малых скоростях движения и точного позиционирования с помощью электромагнитного управления значениями токов в обмотках гаек.

Библиографический список:

1. Пуш В.Э. Малые перемещения в станках, М.: Машгиз, 1969.123 с.
2. Михайлов О.П. Электромагнитные и магнитные устройства в станкостроении, 2016. 367с.
3. Liang S.Y., Shih A.J. Analysis processing and machine tools. Springer, <http://www.twirpx.com/file/1857733/>. USA, 2016.

СЕЛЕКТИВНЫЙ СПОСОБ ПОЛУЧЕНИЯ ПРОИЗВОДНОГО 4-ПИПЕРИДИЛО-(БУТИН-2)- ОЛА-1



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



Хамраев К. Ш.
Зав. кафедры «Химии и
методика преподавания»
НГПИ, к. т. н.



Махсумов А. Г.
профессор Ташкентского
химико-технологического
института, д. х. н.



Вапоев Х.М.
зав. кафедры «Химическая
технология» НГПИ,
к. т. н., доцент

Мақолада 4-пиперидило - (бутин-2) ол ҳосилаларининг синтези, хоссалари ва биологик фаолликлари тўғрисидаги маълумотлар ёритилган. Синтез қилинган моддаларнинг физик-кимёвий константалари аниқланган ҳамда уларнинг кимёвий тузилиши ИҚ- ва ПМР спектроскопик усуллари ёрдамида тасдиқланган. Кват-кимёвий ҳисоблашлар амалга оширилган ва молекуланинг реакция марказлари кўрсатиб берилган.

Таянч иборалар: селектив усул, физик-кимёвий константалар, 3D тузилиш, зарядлар тақсимлиши, электронлар зичлиги, реакция марказ, ИҚ- ва ПМР спектроскопия.

In article described syntheses, characteristic and biological activity of 4-piperidilo - (butin-2) ol. Determined physico-chemical constants and proved chemical structures of synthesized compounds by IR- and PMR methods. Organized quantum-chemical calculations and shown reactionary centres of the molecules.

Key words: selective method, physical and chemical constants, 3D structure, distribution charges, electron density, center of reactivity, IR and PMR spectroscopy.

Мажидов Х.Б.
студент кафедры
«Химическая
технология» НГПИ



В мировой научной литературе, монографиях и патентных литературах [1-10] показывают, что синтез технологии получения селективных, высокоэффективных, дешевых, малотоксичных, перспективных пиперидил-(бутин-2) -ол -1 является предметом активного исследования лабораторий и фирм ряда зарубежных стран.

Задачей данной работы является снижение токсичности, трудоемкости, получение экологически чистого получения биоросторегулятора, дешевизна способа получения, доступность, даже

Поставленная задача достигается с целью безотходной технологией экологически чистого синтеза ранее неопisanного биоросторегулятора N,N'-гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата], по следующей схеме реакций:

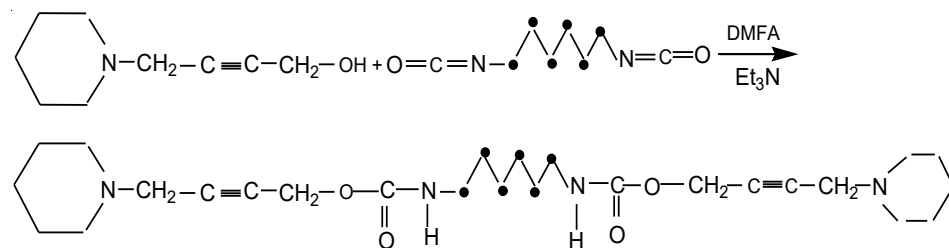
Состав и индивидуальность полученного соединения подтверждены физико-химическими характеристиками, данными элементного анализа, ПМР и ИК-спектроскопии, приведенные в табл. 1.

Препарат I получают по следующим стадиям: перемешивание, промывка, сушка, очистка, что занимает около 2,5-3,0 часов времени.

В ИК-спектре соединения имеют интенсивные полосы поглощения, которые приведены в табл. 2.

Результатом применения методов квантовой химии является информация плотностей электронных состояний в распределении электронной плотности, в потенциальных поверхностях реакций и расчеты различных спектроскопических величин.

В настоящее время методы квантовой химии являются более дешевыми, доступными и универсальными методами исследования электронной структуры молекул.



без затрат электроэнергии, и высокого выхода продукта, обеспечивающего росторегулируемые свойства для технических и овощных культур (хлопчатник, томаты, огурцы, кукурузы, соя и др.).

Физико-химические характеристики производного пиперидилбутинола

Таблица 1

Структурная формула название	Вы- ход %	Т.пл, С ^о	R _t	Брутто формула	Элементный анализ,%						mm
					вычис.			найд.			
					C	H	N	C	H	N	
N,N'-гексаметилен бис [(4-пиперидило- (бутин-2)-карбамат]	96,8	203-204	0,81	C ₂₆ H ₄₂ N ₄ O ₄	65,82	8,86	11,81	65,66	8,69	11,64	474

Таблица 2

Спектральные данные NiN' -гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)]
 $R-CH_2-C\equiv C-CH_2OCONH(CH_2)_6NHCOO-CH_2-C\equiv C-CH_2R$

Где:R	ИК-спектр, $\nu, \text{см}^{-1}$							ПМР, $\delta, \text{м.д}$		
		-NH-CH ₂ -	-C≡C-		(CH ₂) ₆	-NH-	-O-CH ₂	-N-CH ₂	NH	пиперидил
	1670	1418	2216	1284	752-718	3290	1016	3,22	4,50	1,23-2,43

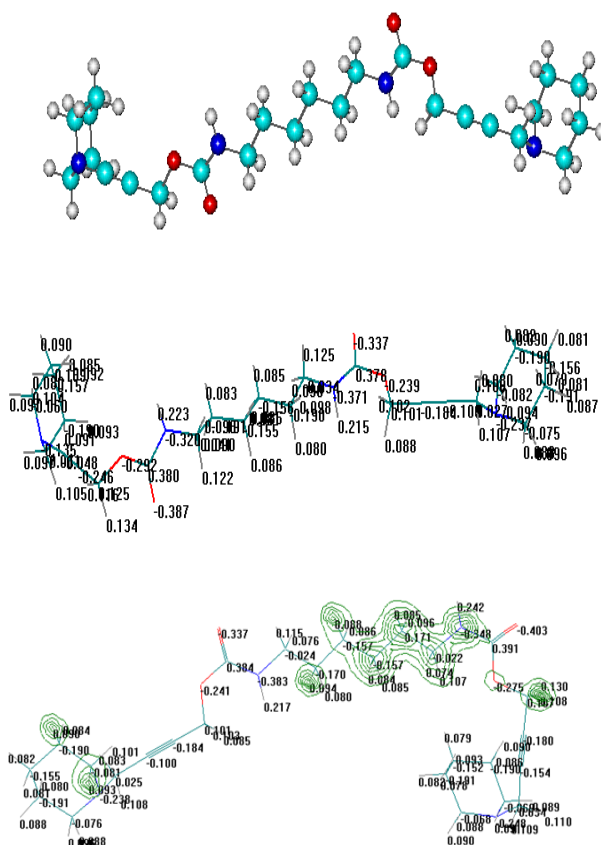


Рис.1. 3D структуры (а), распределение зарядов в молекуле(б) и распределение электронной плотности(в) по атомам в молекуле бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)]

Правда, необходимо понимать, что тем не менее, невозможно совсем отказаться от дорогостоящих экспериментальных методов исследования вещества.

Исследованы 3D структуры, распределение зарядов и электронной плотности 4-[(пиперидило-бутин-2)-ола-1] и NiN' -гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)] широко распространённой программой Nurgel Chem полуэмпирическим квантово-химическим методом PM3.

В качестве примера, приводим результаты изучения геометрии и электронного строения молекул 4-[(пиперидило-бутин-2)-ола-1] и NiN' -гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)].

Исследования распределения зарядов и электронная плотность по атомам в молекуле NiN' -гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)] (рис.1), показали, что данная молекула имеет симметрию, наибольшее количество отрицательного заряда и электронной плотности сконцентрировано в атомах кислорода.

Причем, оба атома кислорода имеют одинаковую активность в реакции получения бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)].

Распределение зарядов в молекуле и распределение электронной плотности по атомам в молекуле бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)], нами также проведены квантово-химические расчеты (общая энергия, энергия образования, теплота образования, энергия электрона, энергия ядра, дипольный момент, заряд атома кислорода), результаты которых представлены в табл.3.

Таким образом, на основании результатов исследования структуры, распределения зарядов, электронной плотности и энергетических характеристик, выбранных молекул полуэмпирическим квантово-химическим методом, выявлены реакционные центры используемых молекул, которые, в свою очередь, использованы для конкретной координации исследуемых молекул компонентов реакции.

Для выявления биоростостимулирующей активности производного, NiN' -гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)] препарат был испытан в лаборатории фитотоксикологии ИХРВ АН РУз, биотестами служили семена овощных культур и хлопчатника. Первичный крекинг был проведен по методики Ю.В.Ракитина. Данный метод позволяет довольно быстро определить степень физиологической активности химических соединений, которая выявляется по стимуляции или торможению всхожести семян растений, а также по изменению длины корней и длины стеблевой части. Препараты испытаны методом замочки семян в растворах разных концентраций с последующим проращиванием в чашках Петри, контрольные семена замачивали в дистиллированной воде.

Установлено, что при замочке семян хлопчатника NiN' -гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)] в концентрации 0,1; 0,01; 0,001 %, препарат способствует увеличению всхожести семян опережая контроль исследуемых изучаемых препаратов на биоростостимулирующую активность хлопчатника. Это показало, что препарат, способствующий развитию корневой системы проростка при концентрации 0,001 %, ускорял возможность семян на пятый день на несколько раз выше контроля (табл. 4).

Препарат I NiN' -гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)] при концентрации 0,001 % (т.е. при разведении в 7500 раз)

Таблица 3

Квантово-химические расчеты исследованных соединений							
Природа соединения	Общая энергия, ккал/моль	Энергия образования, ккал/моль	Теплота образования, ккал/моль	Энергия электрона эВ	Энергия ядра ккал/моль	Дипольный момент (Д)	Заряд атома кислорода
Исходный вещества							
4-пиперидило(бутин-2)ола-1]	-43482,09	-2507,4919	-15,3930	-234065,93	190583,84	1,349	-0,318
гексаметилендиазоцианат	-51742,65	-2385,28	-47,8256	231204,01	179461,35	0,000109	0,211
Синтезированные соединения							
NiN' -гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)]	-135141,67	-7146,8486	-100,282	-1028310,75	893169,06	2,106	-0,292

Таблица 4.

Результаты биотеста хлопчатника от концентрации препарата

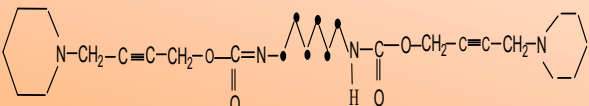
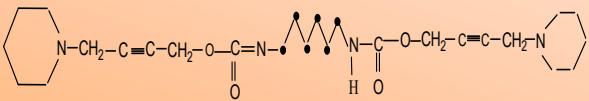
Структурная формула название	Концентрация, %	Всхожесть семян, через 5 дней, %	Рост препаратов на 10 ^й день, %	
			Корень	стебель
 N,N'-гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)]	0,1	80	117,8	106,6
	0,01	80	134,9	117,4
	0,001	80	129,4	110,2
Контроль-H ₂ O	6/0	80	100	100
Рослин-известный	0,75	80	102,6	96,3

Таблица 5.

Результаты биотеста томата от концентрации препарата

Структурная формула название	Концентрация, %	Всхожесть семян, через 5 дней, %	Рост препаратов на 10 ^й день, %	
			Корень	стебель
 N,N'-гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата)]	0,1	43	118,8	109,6
	0,01	49	126,7	117,8
	0,001	52	133,4	121,2
Контроль-H ₂ O	6/0	30	100	100
Рослин-известный	0,75	40	100	100

биостимулировал всхожесть проростков хлопчатника на 161% выше контроля, а также рост корня на 129,4 % и рост стебля на 109,7% выше контроля (табл. 4).

Препарат бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата] при концентрации 0,001% (т.е. при разведении в 7500 раз биостимулировал всхожесть проростков томата на 140% выше контроля, а также рост корня 133,4 % и рост стебля на 121,2% выше контроля) табл. 5.

Опыты на огурцах сорта «Узбекистан-740» показали, что препарат активно влиял на рост корневой системы проростков .

Таким образом, новый препарат N,N'-гексаметилен бис [(4-пиперидило-(бутин-2)-карбамата] в концентрации 0,001 % является наиболее высокоэффективным биоростостимулятором для овощных культур и хлопчатника в лабораторных условиях и рекомендован для дальнейшего более углубленного изучения в полевых условиях Навоийской и Кашкадарьинской областях.

Библиографический список:

1. Бурханов И. Б., Махсумов А. Г. Синтез безотходных технологий производных бис-карбаматов //Труды международной научно-технической конференции «Высокие технологии и перспективы интеграции образования, науки и производства» Ташкент, 2007, 1., С 195-196.
2. George H. Schmid "Organik chemistry" Toronto-New-York, 1996, pp. 286, 1061-1063.
3. Хатамова М. С., Махсумов А. Г. Безотходная технология получения роста стимулятора растений бис-карбамата // Международной конференции по химической технологии "ХТ-07", "Химическая технология", Москва, 2007, том 5, С.192-193.
4. Махсумов А. Г. Современные достижения в синтезе производных бис(пропил) дитиокарбаматов." Химический журнал Казахстана", спец. вып. 16, 2007, С.15-19.
5. Махсумов А. Г., Хатамова М. С. Современные достижения в синтезе производных бис(алкил)карбаматов. // "Химический журнал Казахстана", спец. вып. 16, 2007, С.120-124.
6. Абдуллаев О.Х., Турабжанов С.М., Махсумов А. Г. Синтез карбаматных производных диацетонного спирта. // Ж. Кимёвий технология. Назорат ва бошқарув, ТЖ, Тошкент, 2008, т. 5., С. 9-13.
7. Самадов С.Ж., Сафаров М.Ж., Махсумов А.Г. Бис-Корицоил-карбаматлар ва уларнинг ўсимликларни биоўсувчилик хоссалари. // Международная конференция «Современное состояние и перспективы развития аналитической химии в Узбекистане», Ташкент, 2008, С. 73-74.
8. Махсумов А. Г., Саримова Д. С., Тураев М. П., Рахматов Х. Б. Разработка технологии синтеза производного нового бис-карбамата. // Ж. НАУКА. Образование. Техника, Киргизия, Ош, 2009, № 1 (2), С. 45-47.
9. Махмудова О. К., Махсумов А. Г., Усмонов Г. С. Синтез дипропагилфталата и его роста стимулирующей активности // «Развитие сельского хозяйства и экология». РНПК, Ташкент, 2009, С. 200-201.
10. Мухаммадиева Д. А., Махсумов А. Г. Синтез производных бис-карбаматов хлорзамещенных фенолов и их свойства // «Химия и химическая технология», Ташкент, № 4, С.28-33.

ФОРМИРОВАНИЕ НАНОМАТЕРИАЛОВ ИОНОГЕННЫХ ПОЛИМЕРОВ ПОД ДЕЙСТВИЕМ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПОЛЕЙ



Холмунинов А.А.,
профессор кафедры Физики
полупроводников и полимеров
Физического факультета
Национального университета
Узбекистана,
д. ф.-м.н., профессор



Халилов Ш.Э.,
преподаватель кафедры
методика преподавания
физики и астрономии
НГПИ



Матякубов Б.М.,
ассистент, Национальный
университет Узбекистана



Муминов Б.С.,
преподаватель,
Термезский
государственный
университет

Титанли имплантга маҳаллий табиий ва синтетик ионоген полимерларни электролиз орқали сирт фаол наноқатлаш шаклида қайта тиклаш, шунингдек электрохимийвий жараён билан сирт фаол нанотекстилли докүмасимон материалларнинг шаклланиши кўрсатилган. Олинган наноматериалларнинг структуралар хусусиятлари ўрганилган.

Таянч иборалар: тизимли имплант, наносим, нанотекстилл, наноматериаллар, электроспиннинг, тизимли хусусиятлар, тикланиш.

It was shown the electrochemical reduction of local natural and synthetic ionogenic polymers on the titanium implant as surface active nanocoatings by electrolysis, also the formation of surface-active nanofibrous nonwoven materials by the electrospinning method. The structural characteristics of the obtained nanomaterials were studied.

Key words: titanium implant, nanocoating, nanofibres, nanomaterials, electrospinning, structural characteristics, restoration.

Электрическое поле в определенной степени влияет на состояние ионогенных полимеров (макроионов) в растворах и может способствовать структурообразованию и фазовому превращению их с формированием материалов различной морфологии и размерности [1]. Согласно закона электролиза Фарадея [2] макроионы могут быть эффективно перемещены в растворах и электрохимически восстановлены на поверхности электродов в виде полимерного нанопокртия под действием постоянного тока в диапазоне 1 - 10мА и напряжения около 50В. При подаче высокого напряжения (5 - 30кВ) даже относительно малым значением постоянного тока (<0,5мА) растворитель испаряется. Если такие напряжения подаются в фильере (анод), выдавливающей тонкой струи, то молекулы растворителя интенсивно испаряются и оставшиеся молекулы полимера вытягиваются в приёмник (катод), где происходит ориентационно-скрученное структуро-образование макроионов в виде нановолокна [3]. Данный метод называется электроспиннингом нановолокон, в котором используется напряжения с расчетом расстояния от анода до катода 1-5кВ/см. В случае использования в качестве приемника плоского экрана, например, фольгу с площадью тысячи раз больше, чем микро диаметра фильеры, то на поверхности экрана нановолокна укладываются в виде нетканого нано пористого материала.

В принципе, полученные нанопокртия и нановолоконные нетканые материалы на основе ионогенных полимеров характеризуются выраженными поверхностными и биологическими активными свойствами. Для получения таких материалов потенциальными объектами являются некоторые местные функционально-активные полиме-

ры, а именно, фиброин шелка (ФБ), хитозан (ХЗ) *Bombyx mori*, На-карбоксиметилцеллюлоза (На-КМЦ), сополимер акрилонитрила (со-АН), полиакриламид (ПАА) и т.п. [4, 5]. Цепные строения данных ионогенных полимеров дают широкие возможности формирования наноструктурных материалов различной морфологий из растворов и смесей под действием внешних физических сил, в частности, электрических полей, генерированных при электролизе и электроспиннинге. Данная работа выполнена в этом аспекте, в целях получить наноматериалов на основе местных полимеров методом электролиза макроионов и электроспиннинга нановолокон из растворов.

а) Электролиз макроионов. Возможность данного метода, основанного первому закону электролиза Фарадея, использовали для электрохимического восстановления макроионов хитозана и фиброина в виде биоактивного нанопокртия на поверхности титанового «штырь», используемого в качестве зубного имплантата. Определяли оптимальные условия получения нанопокртий средней толщиной около 100нм из раствора ХЗ (0,04 %) в 2% CH_3COOH под действием постоянного тока 2мА при 50°C в течение 4 часов. Также при таком же условии получили наноккомпозитные нанопокртий со средней толщиной около 200нм из смеси ХЗ (0,04 %) и трикальций фосфата (60%) при соотношении 1:1. В прочих равных условиях увеличение постоянного тока от 2 до 8мА способствует уменьшению время электролиза от 4 до 1 часа. Толщина, морфология и состав покрытия определяли с помощью SEM ZIESS [6]. Из рис.1а видно, что между резьбами штыря имеются участки белыми и серыми оттенками, которые соответствуют на трикальций

фосфат и хитозан. На рис.1б. приведен состав нанопокрyтия, который показывает восстановления макроионов хитозана и трикальций фосфата на поверхности титанового имплантата. Выявлено, что в составе титанового имплантата имеются в небольшом количестве остаточные элементы (Al, Si, Mg).

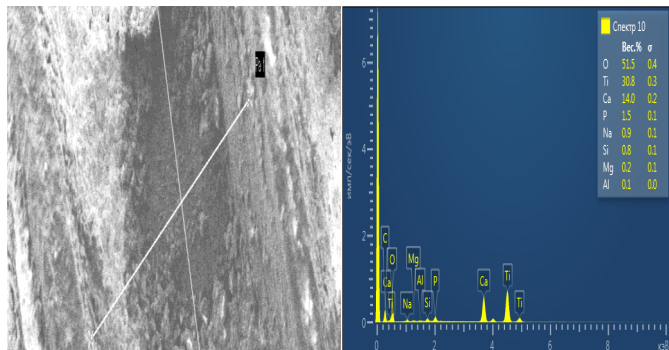


Рис.1. а) SEM снимок нанопокрyтия на основе хитозана на поверхности титанового имплантата «штырь», б) Спектральный анализ состава нанопокрyтия на основе хитозана

Физико-химические обработки нанопокрyтия показали их устойчивости слабокислым и слабощелочным раствором, а также воздействием температуры до 150 °С.

Таким образом, показана принципиальная возможность получения нанопокрyтия на основе биоактивного хитозана на поверхности титанового имплантата, которые представляют интерес для стоматологии.

б) Электроспиннинг нановолокон. Данный метод использован для получения нановолоконных нетканых нанопористых материалов с поверхностно-активными свойствами на основе фиброина шелка, хитозана, сополимера акрилонитрила для практического применения в качестве покрытия открытых ран. Формование нановолокон осуществлено из растворов, приведенных в табл. 1. Прядильные растворы имели близкие значения поверхностного натяжения (а) необходимого для

Растворы		а, 10 ⁻³ , Н/м	d, нм
Полимер	Растворитель		
со-АН	ДМФА	92	50 - 300
Фиброин	НСООН	90	100 - 300
Хитозан	CH ₃ COOH	88	100 - 400

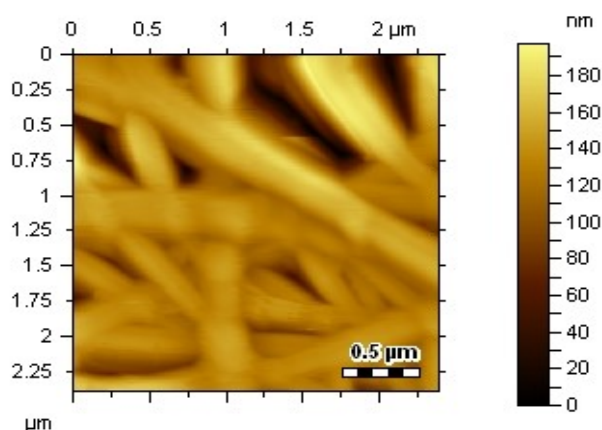


Рис.2. АСМ снимок нановолокон фиброина

проведения электроспиннинга. Нановолокно полимеров формировалось при вытягивании струи раствора из фильеры (анод) до экрана (катод) под действием высокого удельного напряжения около 2 – 4кВ/см. При этом толщина нановолокон (d) зависела от величины высокого напряжения и колеблется от 50 до 400нм.

Нановолокна укладывались на экран в виде нетканого материала, что видно из АСМ снимка (рис.2), полученного на приборе Agilent 5500 [7]. Выявлено, что полученные нановолоконные нетканые материалы характеризуются наноразмерными порами, проявляющими уникальные поверхностно-активные, биоактивные, сорбционные, фильтрующие свойства

Контрольные опыты показали высокую эффективность нанопористых материалов на основе фиброина, хитозана и со-АН в качестве нанопокрyтий открытых ран у крыс. С другой стороны была определена селективность при нанофильтрации газообразных и жидкофазных средств, содержащих наноразмерных примесей.

В целом, показана возможность получения нановолоконных нетканых материалов с выраженными поверхностно-активными и биоактивными свойствами на основе местных ионогенных полимеров, а именно, фиброина, хитозана и со-АН. Выявлено условие проведения электроспиннинга нановолокон из растворов ионогенных полимеров и определены их структурные характеристики.

Таким образом, полученные результаты послужить основой для получения поверхностно-активных нанопокрyтий на поверхности имплантатов для стоматологии и ортопедии, а также поверхностно-активных нановолоконных нетканых материалов для покрытия открытых ран и селективной фильтрации газообразных и жидкофазных систем.

Библиографический список:

1. Блайт Э.Р., Блур Д. Электрические свойства полимеров //Пер. с англ. под ред. В.Г. Шевченко. – М.: Физматлит, 2008. – 376 с.
2. Hurteaux R. Preparation and characterization of an electrodeposited calcium phosphate coating associated with a calcium alginate matrix // Journal of materials science: materials in medicine. 2005. N16. – P. 9-13.
3. Subbiah, T., G. S. Bhat, R. W. Tock. Electrospinning of nanofibers // Journal of Applied Polymer Science, 2005. V. 96. – N 2. – pp. 557-569.
4. Тагер А.А. Физикохимия полимеров. – М.: Научный мир, 2007. – : 575 с.
5. Аскадский А.А., Хохлов А.Р. Введение в физико-химию полимеров. -М.: Научный мир, 2009. – 384 с.
6. Витязь П.А. Наноматериаловедение - Минск.: Высшая школа, 2015. -511 с.
7. Giessibl F. Advances in Atomic Force Microscopy //Reviews of Modern Physics, 2003. -V. 75 (3), P. 949-983

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОХОДКИ ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТОК С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ШПУРОВЫХ ЗАРЯДОВ С КУМУЛЯТИВНЫМ ЭФФЕКТОМ



Умаров Ф.Я.,
директор Алмалыкского
фил. НИТУ МИСИС
д. т. н.



Назаров З.С.,
доцент кафедры
«Горное дело»
Навуйского государственного
горного института.,
к.т. н.



Нутфуллоев Г.С.,
начальник отдела контроля
качества образования
Алмалыкского фил. НИТУ
МИСИС



Шарипов Л.О.,
старший преподаватель
кафедры «Добычи руд редких
и радиоактивных металлов», НГГИ

Шпурларнинг портламай қолган таг қисмини бартараф этадиган, кон лаҳимларининг лойиҳавий чегараларини аниқ таъминлаб берувчи, бургулаш ҳажмини камайтурувчи ва шпурлардан фойдаланиш коэффициенти оширишни таъминловчи кумулятив эффектли шпурли портловчи модда заряди конструкторияси ишлаб чиқилган. Кумулятив эффектли шпурли портловчи модда заряди таъсирининг назарий тадқиқоти ўтказилган ва кумулятивнинг гидродинамик назарияси ўрганилган. Кумулятив оқимнинг бошланғич ва охириги тезлиги, конус баландлиги ва кумулятив қопламанинг ёпилиш бурчагининг конус радиусига боғлиқлиги яхлит муҳит механикаси тенгламалари ёрдамида ечилган.

Таянч иборалар: сиқиш, пастки туйнук, структураси, ПМ зарядлаш, кумулятив эффекти, пастки тешик, пенетрацион чуқурлик, кўплаб астарнинг баландлиги, портлаш тўлқини.

Developed the design of the explosive charges of the explosive charge with the use of a cumulative effect, allowing to increase the rate of use of borehole (KISH), to reduce the amount of drilling, to achieve a clearer design of the contours of the mine workings and eliminate unexploded part of the holes (cups). Theoretically investigated the action of the spur charges VV with cumulative effect, studied the hydrodynamic theory of cumulation, solved the equations of mechanics of continuous medium with the establishment of the dependence of the change in the angle of collapse of the cumulative lining on the radius of the cone, its height, initial velocity and velocity of the cumulative jet.

Key words: spur, bottom hole, structure, BB charge, cumulative effect, bottom hole, depth of penetration, height of cumulative lining, detonation wave.

Одним из направлений научно-технического прогресса подземных разработок является улучшение показателей проходки горных выработок за счет снижения объема бурения, удельного расхода взрывчатых веществ (ВВ), увеличения коэффициента использования шпуров (КИШ).

Подземные горные выработки на объектах Навоийского ГМК характеризуются одной обнаженной поверхностью. В зависимости от свойств массива, формы и площади сечения выработок используются различные схемы расположения шпуров и виды врубов (рис.1).

Наиболее часто (особенно при меньшей площади сечения) взрывные работы сопровождаются наличием невзорвавшейся части шпуров, образуя «стаканы». При этом КИШ колеблется в пределах 0,7-0,95. В связи с этим эффективность проведения горных выработок зависит не только от схемы расположения шпура, но и от конструкции заряда.

Известен способ взрывного разрушения массива горных пород, при проведении горных выработок или отбойке горной массы. Технический результат - увеличение коэффициента использования шпуров при проходке выработок и скважин при отбойке горной массы. Единственный технический результат достигается тем, что в заряде взрывного разрушения патронеобразного вида выполняется наклонно к продольной оси заряда трапециевидная выемка [1]. Выемка размещена у среза образующей и торца заряда. В заряжаемом шпуре (или скважине) выемка направляется в сторону незаряжаемого шпура или в сторону дополнительной обнаженной плоскости.

Недостатком способа является, при размещении данного зарядов в шпурах или скважинах эффект кумулятивного разрушения весьма низок, так как в ограниченном пространстве шпуров и скважин невозможно формирование кумулятивной струи с эффективными параметрами.

Наиболее близким техническим решением является способ образования врубовой полости [2]. Способ предусматривает бурение шпуров по кругу и размещение в них зарядов с продольными кумулятивными выемками, направленными в сторону последующего заряда.

В центре круга размещается компенсационный шпур, заряд которого имеет равное с количеством отбойных шпуров число продольных кумулятивных выемок. Последние направлены перпендикулярно линии, соединяющей центры отбойных шпуров. Центральный заряд взрывается с опережением, отбойные взрываются мгновенно.

Недостатком способа является, малая эффективность продольных кумулятивных выемок в условиях шпуровых и скважинных зарядов. Заряд к тому же не концентрирует энергии взрыва в данной части шпура и скважины. Поэтому коэффициент использования шпуров (КИШ) при применении зарядов с продольными кумулятивными выемками практически не отличается от КИШ обычных зарядов.

Выполненные исследования [3, 4] показали, что форма донной части заряда оказывает существенное влияние на состояние поверхности и уровень забоя после взрыва. Различные формы донной части предлагается выполнять с помощью кумулятивных воронок, представляющих собой конус, изготовленный из металлического материала. При определенных геометрических параметрах кумулятивной воронки обес-

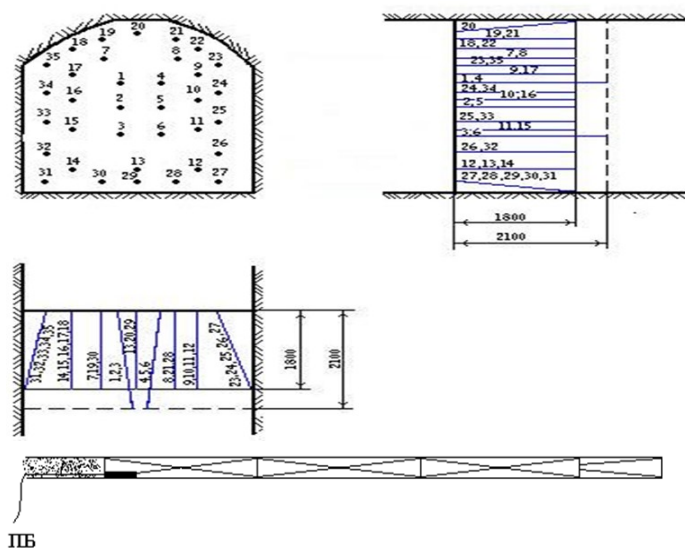


Рис. 1. Схема расположения шпуров и конструкция зарядов в подземных горных выработках Навоийского ГМК

печивается увеличение зоны усиленного динамического нагружения на донную часть шпура и уменьшается воздействие отраженной ударной волны на материал забойки. Использование в донной части шпура кумулятивной воронки позволит повысить эффективность использования шпуров, достичь более четких проектных контуров горных выработок и исключить невзорвавшиеся части шпуров (стаканов).

На основе теоретических исследований действия шпуровых зарядов ВВ с кумулятивным эффектом в массиве горных пород изучена гидродинамическая теория кумуляции заряда ВВ и на основании решения уравнений механики сплошной среды установлена зависимость изменения угла схлопывания кумулятивной облицовки в зависимости от радиуса конуса, его высоты, начальной скорости и скорости кумулятивной струи, а также времени схлопывания и толщины облицовки [5]:

$$\alpha = \arctg \left[\frac{r_{ш} + \frac{v_H}{v_K h_K} (v_H t + h_{об} - r_{ш})}{h_K} \right] \text{ град.}, \quad (1)$$

где $r_{ш}$ – радиус шпура, мм; h_K – высота конуса, мм; v_H – начальная скорость кумулятивной струи, км/с; v_K – скорость кумулятивной струи, км/с; t – время схлопывания, м/с; $h_{об}$ – толщина облицовки, мм.

Для кониче-ских зарядов фокусное расстояние составляет $F=(2-3)d$ (где d – диаметр заряда ВВ), для прецизионных зарядов – $F=(6-10)d$.

Зависимость изменения глубины пробития от расстояния представлена на рис. 2. Для современных прецизионных зарядов $L/d = 10-12$.

Высота кумулятивной облицовки определяется по формуле:

$$h = \frac{d}{2 \cdot \lg \left(\frac{\alpha}{2} \right)} \quad (2)$$

где α – угол между стенками облицовки.

Установлена динамика формирования кумулятивной струи и конечных профилей каверн в горной породе мощностью 250мм (рис. 3), расположенных на расстоянии $F \approx 0-50$ мм от основания кумулятивного заряда.

В качестве заряда использовался удлиненный кумулятивный заряд шириной $B=50$ мм и высотой $H=50$ мм с металлической кумулятивной облицовкой толщиной 2 мм и углом раствора 90° .

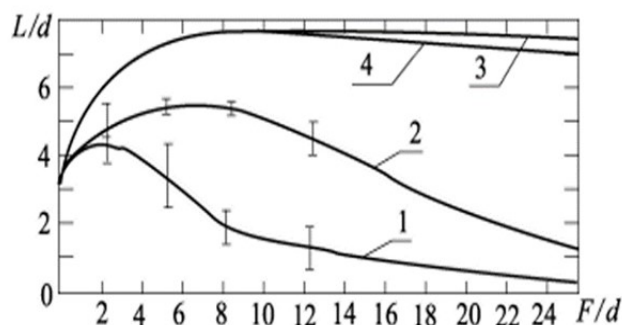


Рис. 2. Зависимость изменения глубины пробития кумулятивной струи от фокусного расстояния: 1 – кумулятивный заряд конической формы; 2 – с прецизионной технологией; 3 – идеальная технология (с нулевыми допусками); 4 – идеальная технология с учётом торможения струи в воздухе

В качестве ВВ использовалось эмульсионное ВВ марки Nobelit-216Z.

Расчетная схема функционирования кумулятивного заряда показана на рис. 4. В начальный момент времени ($t=0$) в точке 4 (точка

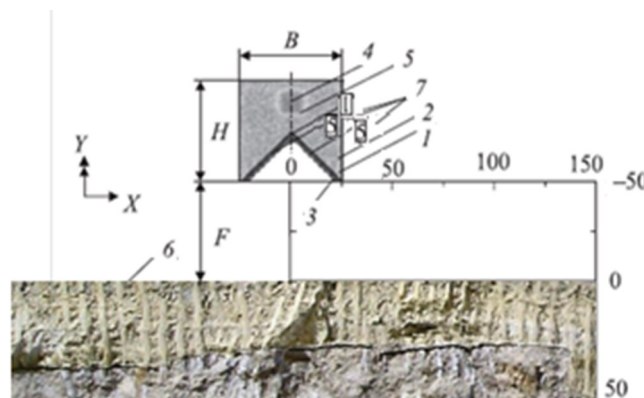


Рис. 3. Расчетная схема взаимодействия заряда ВВ с кумулятивным эффектом: 1 – кумулятивный заряд высотой H и шириной B ; 2 – ВВ; 3 – кумулятивная облицовка; 4 – точка инициирования заряда ВВ; 5 – фронт детонационной волны; 6 – горная порода; 7 – подвижные реперные точки (маркеры); F – фокусное расстояние

инициирования) осуществляется инициирование заряда ВВ с начальной плотностью режи теплотой взрывчатого превращения Q . От точки инициирования начинает распространяться фронт детонационной волны – 5 со скоростью D с образованием продуктов детонации. С течением времени детонационная волна начинает отражаться от поверхности облицовки, на которую действуют давления порядка 25-35 ГПа. Величина давления зависит от свойств используемого ВВ, конструктивного оформления заряда, используемых материалов и толщины кумулятивной облицовки.

Под действием продуктов детонации кумулятивная облицовка деформируется с образованием кумулятивной струи, которая через

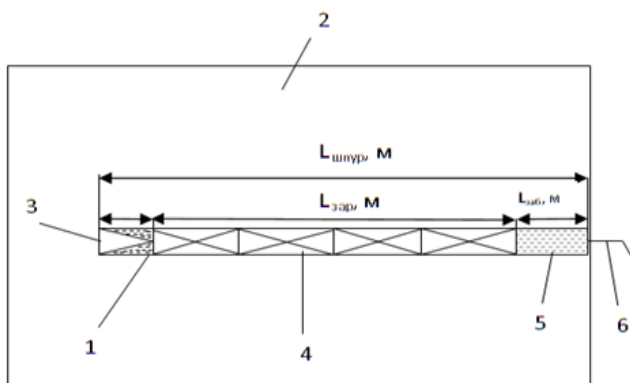


Рис. 4. Конструкция шпурового заряда с кумулятивным эффектом

небольшой промежуток времени начинает взаимодействовать с горной породой, размещенной на расстоянии F от основания кумулятивного заряда.

Таким образом, конструкция шпурового заряда с кумулятивным эффектом позволяет за счет направленного использования энергии взрыва повысить коэффициент использования шпуров, снизить объем бурения, достичь более четких проектных контуров горных выработок и исключить невзорвавшиеся части шпуров (стаканов), сократить затраты на БВР при проходке горных выработок на 20%.

Определение глубины разрушения и глубины пробития крепкого пропластка в массиве разнопрочных горных пород зарядом взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом. Исследование действия кумулятивной струи при взрыве зарядов взрывчатых веществ в разнопрочных горных породах. Исследование разрушения массива разнопрочных горных пород взрывом кумулятивного заряда взрывчатых веществ и исследование параметров кумулятивных зарядов при дроблении разнопрочных горных пород взрывом рассмотрены в работах авторов [6, 10].

Библиографический список:

1. Липовой А.И., Ростомов С.Э., Каргинов К.Г. и др. А.С.1112870 СССР, 1984.
2. Автореферат диссертации на соискание ученой степени кандидата технических наук Северо-Кавказский государственный технологический университет., а.с. 1686889, Владикавказ 1996, 24 с.
3. Воробьев В.В., Пеев А.М., Щетинин В.Т. Снижение динамического воздействия ударных волн на материал забойки скважинного заряда // Вісник Кременчуцького державного політехнічного університету: Наукові праці КДПУ. – Кременчук: КДПУ, 2004. – Вип. 6/2004(29). – С. 124-126.
4. Воробьев В.В., Пеев А.М., Славко Г.В. Изменение степени проработки подошвы уступа при взаимодействии зарядов с различной формой донной части // Науковий вісник гірничого університету: Науково-технічний журнал. – Дніпропетровськ, 2005. – №3. – С. 31-33.
5. Баум Ф.А., Арленко Л.П., Станюкович К.П. и др. Физика взрыва. М.: Недра, 1985.
6. Бунин Ж.В., Норов Ю.Д., Нутфуллаев Г.С., Заиров Ш.Ш. Определение глубины разрушения крепкого пропластка в массиве разнопрочных горных пород зарядом взрывчатых веществ с кумулятивным эффектом // Взрывное дело – Москва, – №113/70, 2015 С.133-140.
7. Норов Ю.Д., Назаров З.С., Нутфуллаев Г.С., Эшмирзаев А.А. Исследование действия кумулятивной струи при взрыве зарядов взрывчатых веществ в разнопрочных горных породах // Материалы научно-практической конференции «Инновационные технологии горно-металлургической отрасли». – Навои, 21 октября 2011 г. – С. 83-84.
8. Нутфуллаев Г.С., Норов А.Ю. Определение глубины пробития крепких пропластков в разнопрочных горных породах кумулятивной струей // Материалы республиканской научно-технической конференции на тему: «Перспективы развития техники и технологии и достижения горно-металлургической отрасли за годы независимости Республики Узбекистан». – Навои, 12-14 мая 2013 – С. 51-52.
9. Нутфуллаев Г.С., Норов А.Ю. Исследование разрушения массива разнопрочных горных пород взрывом кумулятивного заряда взрывчатых веществ // Материалы республиканской научно-технической конференции на тему: «Перспективы развития техники и технологии и достижения горно-металлургической отрасли за годы независимости Республики Узбекистан». – Навои, 12-14 мая 2013 – С. 68-69.
10. Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С. Исследование параметров кумулятивных зарядов при дроблении разнопрочных горных пород взрывом // Сб. научных статей Международной научно-технической конференции «Проблемы и пути инновационного развития горно-металлургической отрасли». – Ч. 1. – Ташкент, 27-28 ноября 2014 – С. 108-109.



ИЧМЗ
ИШЛАБ ЧИҚАРИШ БИРЛАШМАСИ

**СТАНОК ТОКАРНЫЙ УНИВЕРСАЛЬНЫЙ
С СИСТЕМОЙ ЧПУ МОДЕЛИ**

НТ-250-01

Государственное Предприятие НГМК
Производственное Объединение
“Навоийский машиностроительный завод”
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел: (+99879) 227-62-14, 227-64-23,
Факс: (+99879) 223-48-78.
Email: infonmz@ngmk.uz

СКОРОСТЬ РАСПРОСТРАНЕНИЯ УДАРНОГО ДАВЛЕНИЯ В ГАЗОЖИДКОСТНОМ НАПОРНОМ ПОТОКЕ

Ушбу мақолада қувур узунлиги бўйича газли суюқлик оқимида газ ва суюқлик ҳажмлари (зичликлари) ўзгаришлари ҳисобга олиниб гидравлик зарба тўлқини тарқалиш тезлигини аниқлаш учун боғланиш келтирилган.

Таянч иборалар: гидравлик зарба тўлқини тарқалиш тезлиги, газли суюқлик оқими, газ ва суюқлик зичликлари, ёпишқоқ суюқликлар, Пуассон коэффициент, қувурда босим ўзгарганда газ ва суюқлик ҳажмлари ўзгариши.

The article presents the dependence for determining the velocity of propagation of a water hammer wave taking into account changes in the volumes (density) of gas and liquid in a gas-liquid flow along the length of a pipeline.

Key words: speed of propagation of a hydraulic shock wave, gas-liquid flow, densities of liquid and gas, viscous liquid, Poisson's ratio, change in density of gas and liquid as pressure changes in a pipe.

Жонкобилов У.У.
доцент Каршинского
инженерно-экономического
института,
К. Т. Н.



Разнообразные вязкие жидкости (вода, нефть и мазут) часто перекачиваются по напорным трубопроводам вместе с газами. Поэтому представляет интерес способ определения скорости распространения волны гидравлического удара в газожидкостных потоках. Этому вопросу, в частности, посвящена работа [2]. Однако автор [2] при выводе расчетной зависимости для определения a , пренебрег изменением объема газа в трубе при изменении давления в процессе удара и учел это обстоятельство только при определении плотности потока. С этим трудно согласиться, так как известно, что наличие даже незначительного объема газа в жидкости значительно уменьшает скорость волны a , в основном за счет сжимаемости газов [3,5,6], тогда как плотность потока при этом существенно не изменяется.

В работе [4] приведена зависимость, предназначенная для определения скорости ударной волны в трехфазной жидкости. Эта зависимость для газожидкостного потока имеет вид

$$a = \frac{\sqrt{\frac{\varepsilon_1 g}{\gamma_1}}}{\sqrt{m_1 \left[1 + \frac{(1 - \mu^2) D}{E \delta} \varepsilon_1 \right] + m_3 \frac{\gamma}{\gamma_1} \frac{R \varepsilon_1}{\Delta p}}}, \quad (1)$$

где ε_1 – модуль упругости жидкости (объемный), кН/м^2 ; γ_1 – удельный вес жидкости, Н/м^3 ; m_1 и m_2 – концентрация жидкости и воздуха в газожидкостном потоке, доли единицы; μ – коэффициент Пуассона материала труб; D и δ – диаметр и толщина стенок труб, мм; E – модуль упругости материала труб, кН/м^2 ; γ – удельный вес газожидкостного потока, Н/м^3 ; Δp – ударное давление, Н/м^2 ;

$$R = 1 - \left(\frac{p_0}{p_0 + \Delta p} \right)^{1/\chi}, \quad (2)$$

p_0 – первоначальное давление, Н/м^2 ; χ – показатель адиабаты ($\chi=1,41$).

Формула (1), пригодна в основном для малых газосодержаний. Пользование формулой не удачно становится тем, что не указывается, относится ли концентрация газа m_3 к атмосферному давлению p_a или к первоначальному давлению p_0 . В первом случае в формуле следовало бы учесть изменение объема газа при повышении давления от p_a до p_0 , а во втором случае величина m_3 является переменной и ее трудно использовать при расчетах напорных трубопроводов насосных станций на гидравлический удар.

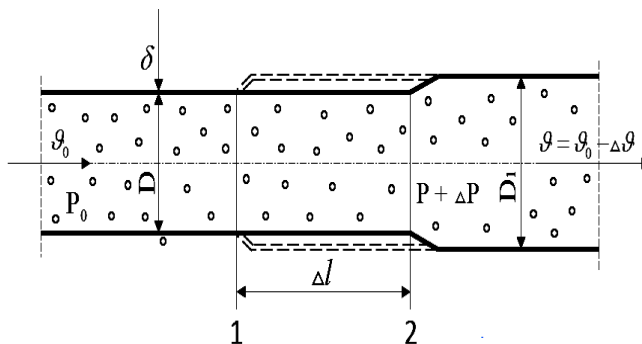


Рис.1. Изменение скорости движения газожидкостного потока в трубопроводе различного диаметра

В работе [4] впервые учитывали влияние газа на протекание процесса гидравлического удара в жидкости, что является большой заслугой авторов работ [4].

При выводе нижеприведенных формул можно предполагать, что гидравлический удар в трубопроводе с газожидкостным потоком произошел вследствие уменьшения скорости на величину $\Delta \vartheta$ (Рис.1.), давление при этом увеличивается на Δp . Повышенное давление ($p + \Delta p$) стало перемещаться по длине трубы со скоростью a ; к моменту t оно достигло сечения 2, а к моменту $t + \Delta t$ – сечения 1. При этом объем отсека 1-2 (W) увеличился и стал равным

$$W' = W + \Delta W. \quad (3)$$

Приращение массы газожидкостного потока в отсеке 1-2 за время Δt равно разности массы, входящей за это время через сечение 1 (m_1), и массы, выходящей через сечение 2 (m_2), т.е.

$$\Delta M = M_1 - M = m_1 - m_2, \quad (4)$$

где M_1 и M – массы газожидкостного потока в отсеке 1-2 соответственно при давлении $(p + \Delta p)$ и p .

Массу M_1 можно выразить по формуле

$$M_1 = \rho'_j W'_j + \rho'_g W'_g,$$

где ρ'_j и ρ'_g – плотности жидкости и газа в отсеке 1-2 при абсолютном давлении $(p + \Delta p)$, кг/м^3 ; W'_j и W'_g – объемы жидкости и газа при том же давлении, м^3 .

Используя теорию упругости можно написать, что

$$\rho'_{жс} = \rho_{жс} + \Delta\rho_{жс} = \rho_{жс} \left(1 + \frac{\Delta\rho}{E_{жс}} \right), \quad (5)$$

$$\rho'_z = \rho_z + \Delta\rho_z = \rho_z \left(1 + \frac{\Delta\rho}{E_z} \right) = \rho_0 \frac{(p + \Delta p)}{p_a}, \quad (6)$$

где $\Delta\rho'_ж$ и $\Delta\rho'_z$ - приращение плотностей жидкости и газа при изменении давления; $\rho'_ж$ - плотность жидкости при абсолютном давлении p (принято, что она же и при атмосферном давлении, m/m^3); $E_{жс}$ и E_z - модули упругости (объемные) жидкости и газа, $кН/м^2$.

Здесь принят изотермический процесс изменения объема газа при изменении давления. По-видимому, правильнее было бы использовать адиабатический процесс, как это сделано у других авторов [4], однако, как показывают расчеты, это уточнение не дает существенной разницы в конечном результате и в то же время значительно усложняет вид формулы, если распространять ее на случай не только малых, но и больших газосодержаний.

При изотермическом процессе в формуле (6) принято $E_z \approx p$.

Объемы $W'_ж$ и W'_z из уравнения (4) при изотермическом процессе выражаются

$$W'_z = \varphi \frac{p_a W}{(p + \Delta p) 100}, \quad (7)$$

$$W'_{жс} = W' - W'_z = W' - \varphi \frac{p_a W}{(p + \Delta p) 100} = W' \left[1 + \frac{\Delta p D}{E \delta} - \varphi \frac{p_a}{100(p + \Delta p)} \right], \quad (8)$$

где использовано известное из теории упругости выражение

$$W' = W \left(1 + \frac{\Delta p D}{E \delta} \right). \quad (9)$$

В последних формулах применяются новые обозначения: φ - газосодержание, % от объема W , приведенное к атмосферному давлению; E - модуль упругости материала трубы, $кН/м^2$.

С учетом выражений (5), (6), (7) и (8) уравнение (4) после преобразований принимает вид

$$M_1 = \rho_{жс} W \left[1 + \frac{\Delta p D}{E \delta} - \frac{\varphi p_a}{100(p + \Delta p)} + \frac{\Delta p}{E_{жс}} + \frac{\Delta p^2 D}{E_{жс} E \delta} - \frac{\varphi p_a \Delta p}{100 E_{жс} (p + \Delta p)} + \frac{\rho_0 \varphi}{\rho_{жс} 100} \right]. \quad (10)$$

Рассуждая аналогично, можно получить

$$M = \rho_{жс} W \left(1 - \frac{\varphi p_a}{100 p} + \frac{\rho_0 \varphi}{\rho_{жс} 100} \right). \quad (11)$$

Разность масс - входящей в отсек за время Δt и выходящей из него за то же время - приблизительно равняется

$$m_1 - m_2 \approx \Delta \varrho \omega \Delta t \rho'_{см}, \quad (12)$$

где ω - площадь живого сечения трубы при абсолютном давлении p , m^2 ; $\rho'_{см}$ - плотность газожидкостного потока при том же давлении, m/m^3 .

Подставляя выражения (10), (11) и (12) в уравнение (3), после преобразований и исключения членов высокого порядка малости получим

$$a \rho_{жс} \left(\kappa + \frac{\varphi p_a}{100 p} \right) = \Delta \varrho \rho'_{см}, \quad (13)$$

где принято

$$\kappa = \frac{\Delta p D}{E \delta} - \frac{\varphi p_a}{100(p + \Delta p)} + \frac{\Delta p}{E_{жс}}, \quad (14)$$

$$W = \omega a \Delta = \omega \kappa \Delta t, \quad (15)$$

где Δl - длина отсека 1-2 (рис.1.).

Плотность газожидкостного потока с учетом выведенных выше зависимостей можно приближенно выразить по формуле

$$\rho'_{см} = \frac{W'_{жс} \rho'_{жс} + W'_z \rho'_z}{W'} = \rho_{жс} \left(1 + \kappa + \frac{\Delta p \varphi}{100} \right) \left(1 + \frac{\Delta p D}{E \delta} \right)^{-1}, \quad (16)$$

где обозначено

$$\Delta p = \frac{\rho_0}{\rho_{жс}}. \quad (17)$$

В уравнение (13) входят два неизвестных a и Δp , поэтому для его решения следует использовать также известную формулу проф. Н.Е. Жуковского, написанную для газожидкостного потока,

$$\Delta p = a \Delta \varrho \rho'_{см}. \quad (18)$$

Формула (16) подставляется в уравнение (18), тогда

$$a = \frac{\Delta p \left(1 + \frac{\Delta p D}{E \delta} \right)}{\Delta \varrho \rho_{жс} \left(1 + \kappa + \frac{\Delta p \varphi}{100} \right)}. \quad (19)$$

После подстановки формул (16) и (19) в уравнение (13) последнее принимает вид

$$\Delta p \left(1 + \frac{\Delta p D}{E \delta} \right)^2 \left(\kappa + \frac{\varphi p_a}{100 p} \right) = \Delta \varrho^2 \rho_{жс} \left(1 + \kappa + \frac{\Delta p \varphi}{100} \right)^2. \quad (20)$$

При $\varphi = 0$, т.е. при отсутствии газа в жидкости совместное решение формул (19) и (20) приводит к широко известной формуле Н.Е. Жуковского для определения скорости распространения ударной волны в жидкости [1]

$$a = \frac{\sqrt{\frac{E_{жс}}{\rho_{жс}}}}{\sqrt{1 + \frac{E_{жс} D}{E \delta}}}. \quad (20)$$

В качестве примера применения уравнений (19) и (20) и для сравнения их с формулами других авторов ниже приводится пример расчета.

По трубопроводу ($D=400\text{мм}$, $\delta=8\text{мм}$, материал - сталь) перекачивается газожидкостный паток при $t = 20^\circ\text{C}$ со скоростью $\vartheta=1,03\text{м/с}$. Абсолютное давление, развиваемое насосами в начале напорного трубопровода, $p = 4035\text{кН/м}^2$. Газосодержание $\varphi = 19,8\%$. Плотность жидкости $\rho_{жс} = 0,885\text{м/м}^3$, плотность газа при данной температуре $\rho_0 = 0,00072\text{м/м}^3$, модуль упругости жидкости $E_{жс} = 1,4 \cdot 10^6\text{кН/м}^2$. При внезапном закрытии затвора в конце трубопровода скорость падает до нуля, т.е. $\vartheta = \vartheta_0 - \Delta\vartheta = 0$, и, следовательно, $\Delta\vartheta = 1,03\text{м/с}$. При этом давление на всем протяжении трубопровода сначала возрастает до величины p , а затем начинает колебаться около этого уровня с амплитудой $\pm\Delta p$. Требуется определить величины Δp и a .

В результате решения уравнения (20) находим $\Delta p = 660\text{кН/м}^2$ и по формуле (19) $a = 746\text{м/с}$.

По формуле Н.Е. Жуковского (21) определяем, что $a = 1091,2\text{м/с}$.

Приводимой по формуле в [1] можно вычислить

$$a = \frac{\sqrt{\frac{g E_{жс}}{\gamma_{жс}}}}{\sqrt{C \left[\frac{\gamma_z E_{жс}}{\gamma_{жс} \chi p} - 1 + \frac{D E_{жс}}{\delta E} \left(\frac{\gamma_z}{\gamma_{жс}} - 1 \right) \right] + 1 + \frac{D E_{жс}}{\delta E}}} = 1195 \text{ м/сек},$$

где $C = 0,21$ – газосодержание, доли единицы.

По формуле (1), принимая, что $m_1 = 0,79$ и $m_2 = 0,22$, а также учитывая, что удельный вес смеси $\gamma = \gamma_1 m_1 + \gamma_2 m_2$ и используя в качестве второго уравнения формулу (18), получаем $a = 205 \text{ м/с}$ и $\Delta p = 143 \text{ кН/м}^2$.

Такая небольшая скорость волны получилась в основном потому, что формула (1) выведена для малых газосодержаний.

На основании вышеизложенного сопоставительного расчета можно сделать выводы:

1. Формула в [1] дает совершенно заверченный результат, так как по ней скорость ударной волны с учетом газа даже больше, чем для однородной жидкости по формуле (21), что, разумеется, нереально.

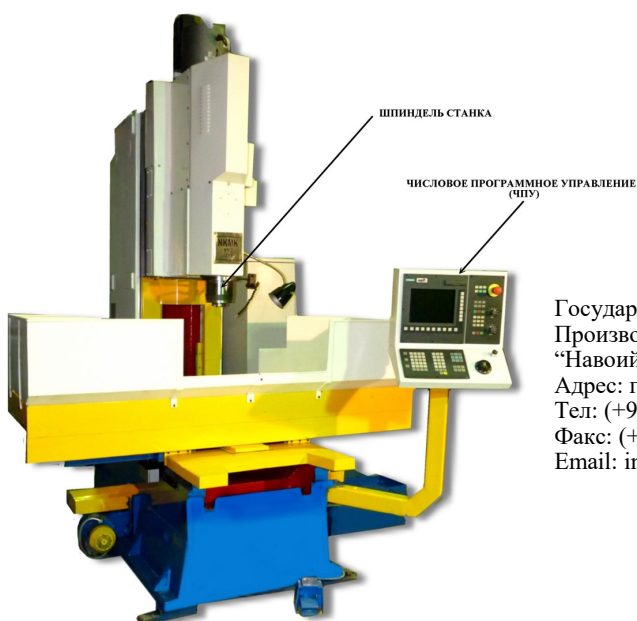
2. Приводимой зависимостью (20) расчета скорости распространения волны гидравлического удара a в газожидкостных потоках можно воспользоваться при проектировании напорных трубопроводов насосных станций и установок.

Библиографический список:

1. Жуковский Н.Е. О гидравлическом ударе в водопроводных трубах. М., Гостехиздат, 1949. – 104 с.
2. Дегтярев В.Н. Гидравлический удар при движении в трубах газожидкостных смесей. Гипровостокнефть. Тр., вып. VI. Гостоптехиздат, 1963, - С.41 – 44.
3. Указания по защите водоводов от гидравлического удара. Тр. ВНИИ ВОДГЕО. Гос. Изд.-во лит. по стрит., архитект. и стрит. Материалам, 1961, - 227с.
4. Джваршейшвили А.Г., Кирмелашвили Г.И. Нестационарные режимы работы систем, подающих двухфазную жидкость. Изд-во «Мецниереба», Тбилиси, 1965, -164 с.
5. Рекомендации по расчету неустановившегося движения многофазной жидкости в напорных системах. – М.: ЦНИИС МТС бывшего Союза, 1984, - 104 с.
6. Жонкобилов У.У. Исследование гидравлического удара с понижением давления в двухфазном газожидкостном напорном потоке. Инновационное развитие. Международный научный журнал. - Пермь №2. 2017, С. 7-8.



СТАНОК ВЕРТИКАЛЬНЫЙ ФРЕЗЕРНО-РАСТОЧНОЙ НФ630



Государственное Предприятие НГМК
Производственное Объединение
“Навоийский машиностроительный завод”
Адрес: г. Навои, ул. Инспекторов, 5
Тел: (+99879) 227-62-14, 227-64-23,
Факс: (+99879) 223-48-78.
Email: infony@ngmk.uz

РАЗВИТИЕ МЕХАНИЗМОВ И УСЛОВИЙ САМОВОЗГОРАНИЯ УГЛЕПОРОДНЫХ ОТВАЛОВ И ТЕРРИКОНОВ

Ушбу мақолада, биз кўмир ва углеродли жинсларнинг ўз-ўзидан ёниш механизмлари, шунингдек, жараёнларнинг ривожланишининг физик-математик моделлаштуруви ва кўмир-рок массивининг маҳаллий ҳудудида ўз-ўзидан ёниш манбаи бўлган. Жуда хавфли ҳодисаларнинг пайдо бўлиши ва олдини олишни тахмин қилади.

Таянч иборалар: кўмир моделлаштириш жараёни, ўз-ўзидан ёниш, углерод тасҳламалари, масса реактивлиги, паст ҳароратли оксидланиш, олов манбаи.

In this article, the mechanisms of spontaneous combustion of coal and coal-bearing rocks, as well as physical and mathematical modeling of the development of processes and the source of spontaneous combustion in the local zone of the coal-rock massif, are studied. predict the occurrence and prevention of these very dangerous phenomena.

Key words: coal, modeling process, spontaneous combustion, carbon dumps, the reactivity of the mass, low-temperature oxidation, the source of ignition.

Воробьев А.Е.,

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



Джимиева Р.Б.,

заместитель директора по
учебно-производственной
работе ГБПОУ Северо-
Кавказского строительного
техникума, Россия
к.г.- м.н.



Практически любой добываемый из недр ископаемый уголь и углесодержащие породы, при определенных условиях с учетом существующего экзотермического эффекта окисления, могут самовозгораться [2, 23].

При этом, поиск взаимосвязи между физико-химическими свойствами ископаемого угля и его склонностью к самовозгоранию ведется исследователями уже не одно десятилетие [3, 21]: в обширной литературе по эндогенному возгоранию углей, еще с 60-х годов XX столетия, были сформулированы должные условия, приводящие к возрастанию их температуры и самовозгоранию. В ней также приведены математические выражения и зависимости для определения продолжительности инкубационного периода самовозгорания углей.

Однако, несмотря на достигнутые успехи в изучении механизмов самовозгорания угля и углесодержащих пород, а также физического и математического моделирования развития процессов и очага самовоспламенения в локальной зоне угленосного массива [4, 16], на текущий момент времени еще нет окончательного решения проблемы возникновения эндогенных пожаров углесодержащих массивов и достаточно надежной системы критериев, полноценно прогнозирующих возникновение и предупреждение этих весьма опасных явлений.

При этом среди исследователей практически ни с кем нет разногласий о том, что начиная с некоторой температуры определяющую роль в развитии самовозгораний имеют процессы тепломассообмена [5, 14]. Вместе с тем предметом острой и пока еще не завершенной дискуссии остается вопрос об иницировании самонагрева угленосной массы, той самой «спичке», которая является первопричиной и запускает процесс самовозгорания угля.

Самовозгорание (самовоспламенение) представляет собой возникновение процесса горения при отсутствии непосредственного источника его зажигания [6, 22]. Такой процесс осуществляется при резком возрастании скорости экзотермических реакций (например, окисления) в локальном объеме угленосного материала, когда величина скорости выделения тепла существенно превышает значение скорости его рассеивания и аккумуляция тепла обеспечивает переход процесса самонагрева в возгорание.

Иницирование самовозгорания угля в настоящее время объясняется несколькими механизмами [7, 14]. Так, большинство исследова-

телей и практиков в зарождении данного процесса придерживаются мнения о решающей роли взаимодействия угля с кислородом воздуха, высказывая, однако, при этом самые разные суждения о механизме такого взаимодействия. Однако немалое число ученых отстаивают принципиально иные точки зрения на природу самовозгорания угля, объясняя его возникновение чисто физическими, химическими, биохимическими и другими процессами, протекающими в углесодержащем массиве.

Общим для всех этих механизмов является то, что тепловому самовозгоранию дисперсной угленосной горной массы предшествует относительно длительный период ее самонагрева [8, 22].

В соответствии с современными научными представлениями процесс самовозгорания горной массы отвалов и терриконов начинается с низкотемпературного окисления содержащегося в ней угля, углистых пород и пирита, с выделением тепла и последующим постепенным повышением ее температуры [9, 17].

Первоначально самовозгорание проявляется в форме тления, т.е. беспламенного горения дисперсной угленосной горной массы, при недостатке кислорода [10, 22]. При тлении в газовой фазе в зоне высоких температур из продуктов разложения угленосной массы и кислорода воздуха образования горючей смеси не происходит. Поэтому здесь и нет пламенного горения.

Однако, экспериментально было установлено, что с ростом температуры угля существенно увеличивается выделение горючих газов: метана, сероводорода и других. Так, при температуре угля более 70 °С концентрация метана в сорбционном сосуде превышала 3 % [25]. Сероводород был зафиксирован при температуре 50 °С, а при нагреве до 80 °С его концентрация достигла величины 1,2 мг/м³.

В дальнейшем, с нагревом горной массы до значения температуры 280 °С воспламеняются пары серы, а затем и остальные горючие материалы [17] и появляется пламенное горение.

При этом самовозгорание сначала происходит в зоне максимальных температур, в так называемой «горячей точке», а затем горение распространяется и на соседние области угленосного отвала или террикона [25].

Исследования, проведенные на отвалах, сформированных путем складирования углесодержащих пород доставляемых из угольных разрезов автотранспортом, показали, что на их поверхности находится целый ряд очагов самовозгорания. При этом температура поверхности

в большинстве таких очагов составляла 120-180 °С [25]. В нескольких местах на бортах угленородного отвала, где возможен интенсивный подвод воздуха, наблюдался открытый огонь, а температура раскаленных пород здесь достигала значений 500-600 °С.

При этом существует своя критическая температура для каждого окисляющегося вещества, при достижении которой процесс самовозгорания переходит в пламенное горение. Было установлено, что склонность угля к самовозгоранию снижается с увеличением степени его метаморфизации. Так, наиболее подвержены к самовозгоранию бурые угли, а наименее склонны — антрациты [17]: Температура возгорания бурого угля составляет значение 200-370 °С, каменного угля — 470-530 °С, а антрацита — 700 °С. В частности, для углей Кузбасса критическая температура самовозгорания находится в пределах 70-100 °С [25].

К генетическим факторам относят состав складываемой угленородной массы, физико-химические характеристики угля (способность к адсорбции кислорода, его теплопроводность, влажность, пористость, плотность, дробимость и др. [20], а также восстанавливаемость углистых компонентов и наличие в складываемой массе веществ, тормозящих начало и протекание реакции окисления [13]).

Кроме этого к факторам, влияющим на процесс самонагрева и самовозгорания, а также на интенсивность горения, относят концентрацию в породах отвала низкосольного угля [13]. Так, было установлено, что при разработке угольных пластов с 70 % содержанием углистых пород, угленородная масса зачастую подвержена самовозгоранию и, наоборот, при разработке угольных пластов простого строения (и отсутствии углистого материала в породах кровли и почвы) самовозгорание отвалов происходит довольно редко.

Для определения способности углей к окислению и склонности к самовозгоранию был предложен целый ряд специальных методов [24]:

1. Основанные на изучении действия на уголь кислорода (воздуха). В данном случае определяется количественное значение скорости поглощения кислорода, величина температуры начала быстрого окисления угля и температуры его воспламенения, показатели скорости самонагрева угля в адиабатических условиях, количество легко воспламеняемых продуктов окисления угля и т.д.

2. Основанные на действии на угли других окисляющих реагентов.

В последнем случае важную роль имеют тионовые бактерии, которые в результате своей жизнедеятельности обеспечивают повышение температуры углесодержащих пород, с образованием различных химически активных соединений [13], что инициирует и интенсифицирует процесс окисления пирита [17]. Однако, при достижении температуры горной массы около 100 °С тионовые бактерии погибают и реакция окисления продолжается уже по чисто химическому механизму.

Способность углей к самовозгоранию в существенной мере зависит от кинетических параметров этого процесса: энергии активации и предэкспонента (табл. 1). Было установлено, что эти параметры при нагревании бурого угля изменяются до температуры 500-600 °С [1]. При этом его реакционная способность увеличивается, т.е. происходит термическая активация.

Было сделано предположение, что параметр, характеризующий реакционную поверхность угля (рис. 1), зависит от его внутренних свойств [21]: петрографического состава, степени метаморфизма, скорости реакции окисления, энергии активации и др.

В настоящее время основным критерием для оценки возможности самовозгорания угленородных отвалов является величина химической активности угля (рис. 2). При этом химическая активность углей (при их окислении на воздухе) оценивается по скорости поглощения кислорода.

Для каменных углей характерны следующие значения химической активности - 0,025-0,05 см³/(г·ч) [23].

Общий вид зависимости константы скорости сорбции кислорода углем можно записать в виде [12]:

$$U = F(T, r^{f(D)}, W, T^{-h})$$

где: U – константа скорости сорбции, мл/г·ч;

T – температура, К;

Таблица 1

Кинетические параметры процесса самовозгорания бурого угля Ирша-Бородинского месторождения [1]

Уголь	Энергия активации, кДж/моль	Предэкспонент, с ⁻¹
Свежедобытый	40,4	0,61*10 ⁸
Окисленный	53,2	0,84*10 ⁹
Активированный	35,0	0,62*10 ⁷

r – размер частиц (фракционный состав), мм;

D – фрактальная размерность;

W – равновесная влажность воздуха, %;

t – время, ч;

h – показатель степени дезактивации угля во времени.

При чем в зависимости от температуры наблюдается экспоненциальный рост химической активности угля (рис. 3-4). Так, химическая активность угля, измеренная через 24 часа выдержки при температуре 23 °С, равнялась 0,016 см³/(г·час) [25], а при температуре 80 °С эта величина возросла в 41 раз - до 0,667 см³/(г·час).

С другой стороны, по результатам проведенных исследований также можно сделать вывод, что увеличение длительности контакта угля с воздухом несколько снижает его химическую активность [25].

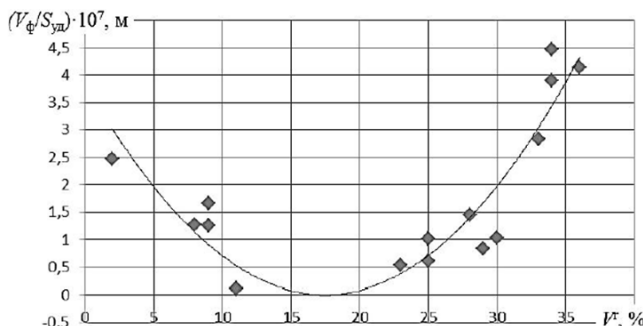


Рис. 1. Зависимость отношения фильтрационной пористости угля к его удельной реакционной поверхности от массовой доли летучих веществ

Причиной такого эффекта является образование пленки из окисленного угля на поверхности его кусков, препятствующей дальнейшему проникновению кислорода в глубь куска к активным центрам, для последующего взаимодействия.

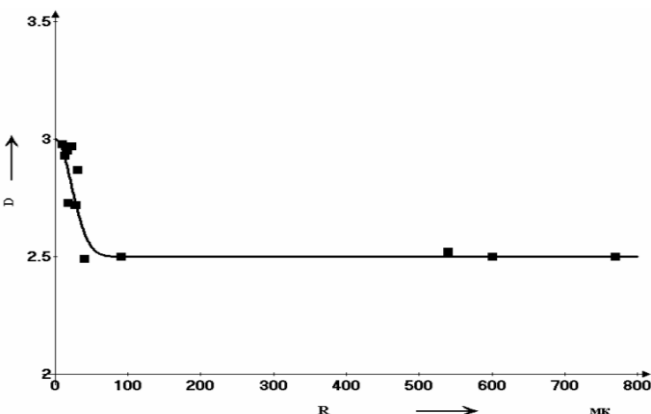


Рис. 2. Зависимость фрактальной размерности скорости реакции от радиуса частиц [12]

Анализируя полученные результаты, можно сделать вывод о том, что уменьшение температуры угля значительно понижает его химическую активность по отношению к кислороду [24]. Так, проведенные исследования показали, что уменьшение температуры угля способно понизить скорость сорбции кислорода углем в 3-10 раз.

А повышенная реакционная способность высокосольных углей и углистых пород к окислителям объясняется тем, что угольное

вещество этих компонентов отвальной массы представлено в основном фузеном, который при низких температурах характеризуется наиболее лёгкой окисляемостью (по сравнению с другими ингредиентами ископаемых углей) [13].

Другим компонентом, существенно влияющим на скорость окисления угля при низких температурах и также связанным с генетическими особенностями разрабатываемых угольных пластов, является пирит [13].

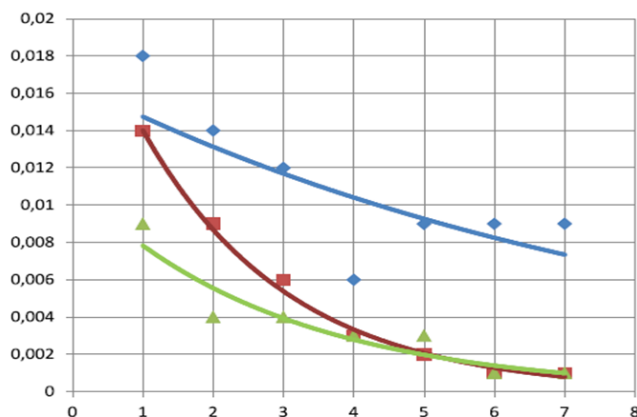


Рис. 3. График снижения химической активности сухого угля при разных температурах [24]: синяя линия – при $t = 25^{\circ}\text{C}$; красная линия – при $t = 10^{\circ}\text{C}$; зеленая линия – при $t = 0^{\circ}\text{C}$

Предыдущими исследованиями было установлено, что источником самонагрева угля являются окислительные процессы [16], под которыми понимают взаимодействие органических веществ с кислородом воздуха, проходящее по радикально-цепному механизму, через образование перекисных соединений.

Низкотемпературное окисление угля представляет собой совокупность конкурирующих химических реакций, приоритетность и

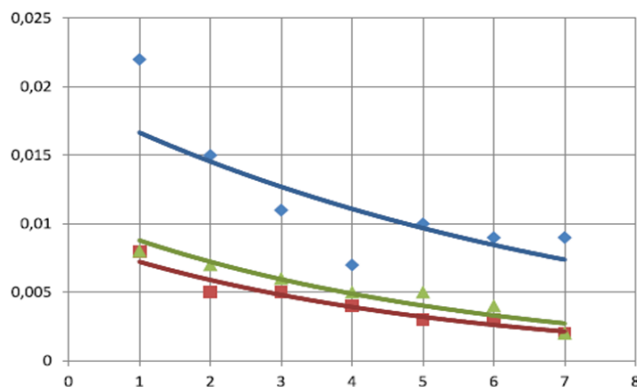


Рис. 4. График снижения химической активности увлажненного угля при разных температурах [24]: синяя линия – при $t = 25^{\circ}\text{C}$; красная линия – при $t = 10^{\circ}\text{C}$; зеленая линия – при $t = 0^{\circ}\text{C}$

направленность которых не всегда предсказуемо и определяется реальным составом и структурой угля, доступом кислорода к реагирующим поверхностям, а также внешними условиями (температурой, давлением и т.д.) их протекания [16].

Кроме этого для угля существует значение критической влажности, начиная с которой запускается процесс его окисления [16], проявление действия которой также не однозначно.

Так, с одной стороны, повышение влажности существенно сказывается на процессе поглощения углем кислорода [24]: влага, покрывающая поверхность угольных частиц, будет препятствовать проникновению кислорода к активным центрам, что снижает скорость окисления и уменьшает количество генерируемого тепла.

При этом также необходимо отметить, что увеличение влажности углепородной массы приводит и к изменению таких ее теплофизических параметров, как коэффициент теплопроводности,

удельная теплоемкость и плотность [24]. Причиной этого является замещение части воздуха, находящегося в порах и трещинах кусков угля и породы, водой.

В проведенных экспериментах было отмечено, что резко увеличивается активность окисленного угля смоченного водой (рис. 5).

Смачивание переизмельченного угля не значительно влияет на активность такой фракции, но резко уменьшает активность его крупных фракций, что объясняется заполнением водой трещин, ведущих в глубь кусков угля крупных фракций [11], а вот мелкие отдельности имеют мало крупных пор и трещин, а поэтому подобное увлажнение дезактивирует их слабо.

Однако, наличие мелких фракций угля, преимущественно микронного и субмикронного диапазона (как в выработанном пространстве шахт, так и в углепородных отвалах и терриконах), является необходимым условием для образования очагов самовозгорания [16].

К внешним относят факторы, определяющие термодинамические условия на границе массива углесодержащих пород с окружающей средой – температуру, давление, скорость продвижения воздуха и влаги, а также параметры теплообмена [20].

Было установлено, что существенную роль в процессе самонагрева углесодержащих пород играет геометрическая форма и размеры внешней поверхности отвала или террикона [19, 20].

В частности, размер и форма отвалов (терриконов), прежде всего, влияют на интенсивность тепломассообмена в их глубинных зонах. При чем наряду с гранулометрическим составом углепородной массы эти факторы определяют фильтрационные свойства отвалов и тем самым способствуют или препятствуют генерации и аккумуляции теплоты, т.е.

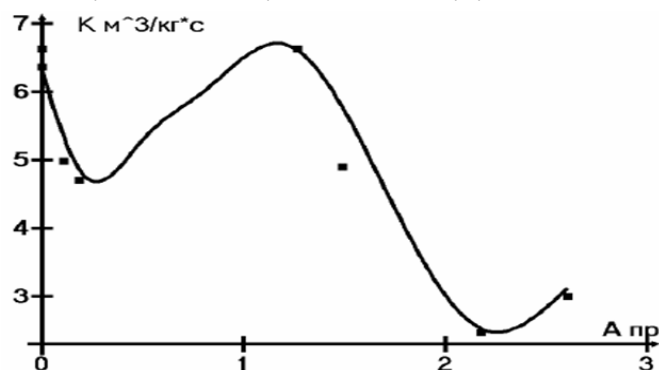


Рис. 5. Изменение константы скорости сорбции кислорода в зависимости от влажностного содержания [11]

влияют на протекание процессов, приводящих со временем к самовозгоранию [13].

Кроме этого, причиной самовозгорания углепородной массы отвалов является их структура (определяющая проницаемость), также формирующая условия теплообмена с окружающей средой [13].

В частности, на откосах отвалов и терриконов при их формировании происходит сегрегация складываемой углепородной массы по крупности. В результате таких процессов в их основании образуется область из наиболее крупных фракций, отличающаяся повышенной пористостью и воздухопроницаемостью, а выше располагаются более мелкие, плотные и менее воздухопроницаемые фракции [17]. Поэтому чаще всего очаги самовозгорания возникают в нижней пористой части отвала или террикона.

Условия протекания экзотермических реакций определяются не только свойствами самого угля, но и геометрическими параметрами его кусков, а также физическими условиями на границе отвала с окружающей средой [20]. Например, изменение объема угля или его геометрической формы влечет за собой изменение первоначальных условий массо- и теплопереноса внутри его кусков и неизбежно приводит к изменению температуры самовозгорания.

В результате в зависимости от условий теплообмена самовозгорание углепородной массы (при данном значении ее удельной поверхности) происходит при определенной температуре окружающей среды [20].

В "Методических рекомендациях по определению склонности угля к самовозгоранию" [15] оцениваются и геологические факторы, способствующие самовозгоранию угля. К основным из них относят различные тектонические нарушения и связанное с ними разрушение и переизмельчение угля (как в естественных условиях, так и в процессе разработки месторождения).

Учитывая, что выделяемая энергия при образовании и раскрытии трещин определяется соотношением $(\sigma_p \cdot L)/E$, то величина этой энергии, выделяемая при образовании магистральной трещины или системы трещин суммарной длиной в $L = 1$ м для угля с прочностью на разрыв $\sigma_p = 30 \cdot 10^5$ Па и модулем Юнга $E = 0,51 \cdot 10^{10}$ Па, составляет $1,8$ кДж [16]. Такой энергии вполне достаточно для повышения температуры (на первые десятки градусов) угля в окрестности образующихся трещин.

Эффект повышения температуры при образовании трещин в твердом теле известен довольно давно и характеризует переход механической энергии в тепловую [16].

Таким образом, разрушение угля в зонах опорного давления при технологических воздействиях или при несоосном расположении

целиков может являться причиной дополнительного разогрева углеродного массива [16]. Кроме этого при сжатии угля от горного давления его внутренняя энергия увеличивается и это также выражается в повышении температуры.

Согласно уравнению Аррениуса, с ростом температуры увеличивается скорость реакции окисления [18]:

$$K = Ae^{-E/RT},$$

где: A – фактор эффективности соударений;

E – энергия активации, кДж/кмоль;

R – универсальная газовая постоянная, кДж/(кмоль·К);

T – температура, К.

В общем случае, количество выделяющегося в угле тепла можно определить по следующей формуле [25]:

$$Q = \rho K q C, /м^3;$$

где: ρ – плотность углеродсодержащих пород, кг/м³;

q – тепловой эффект реакции окисления, Дж;

C – концентрация кислорода в поступающем воздухе, доли ед.;

K – константа скорости окисления, м³/(кг·с).

Библиографический список:

1. Амельчугов С.П., Быков В.И., Цыбенкова С.Б. Самовозгорание пыли бурого угля. Эксперимент, определение кинетических параметров и численное моделирование // Физика горения и взрыва. Т 38. № 3. 2002. С. 48-54.
2. Воробьев А.Е., Джимиева Р.Б. Условия целенаправленной термопереработки углеродсодержащих пород в терриконах // В сборнике: Фундаментальные и прикладные проблемы в горном деле / Материалы всероссийской научно-практической конференции. 2016. С. 86-92.
3. Воробьев А.Е., Козырев Е.Н., Джимиева Р.Б. Термогеотехнологическая переработка углеродсодержащих пород в терриконах // Труды научно-практической конференции с международным участием «Геотехнологические методы освоения месторождений твердых полезных ископаемых. М.: ФГУП «ВИМС», 2016. С. 133-144.
4. Воробьев А.Е., Кушеков К.К., Лоцев Г.В. Типизация основных факторов, определяющих самовозгорание угля // Материалы V Международной конференции «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр». – М.: Изд-во РУДН, 2006. – С. 184-186.
5. Воробьев А.Е., Лоцев Г.В. Подземная разработка угольных месторождений. – Ош (Кыргызстан), 2006. – 178 с.
6. Воробьев А.Е., Малюков В.П., Конопотченко Т.С. Применение метода внутривластового горения для совместной разработки нетрадиционных углеводородов // Материалы VII Международной конференции «Ресурсовоспроизводящие, малоотходные и природоохранные технологии освоения недр», Москва-Ереван, 2008. – Москва: РУДН, 2008. – С. 99-100.
7. Воробьев А.Е., Нифадов В.И., Лоцев Г.В., Кушеков К.К. Реструктуризация угольной промышленности. Бишкек. КРСУ. 2011. 706 с.
8. Воробьев А.Е., Прокопов А.Ю., Лоцев Г.В., Кушеков К.К. Опыт и перспективы реструктуризации и развития угольной промышленности стран Евросоюза и СНГ. Новочеркасск. Лик. 2011. 395 с.
9. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В. Способ защиты отвалов от самовозгорания: А.с. 1712628 СССР, МПК5 E21 F5/00, E21 C41/00, БИ №6, 1992.
10. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В., Джимиева Р.Б. Условия целенаправленной термопереработки горной массы в процессе длительного хранения в терриконах // Промышленные минералы: проблемы прогноза, поисков, оценки и инновационные технологии освоения месторождений: материалы Международной научно-практической конференции. Казань. ЗАО «Издательский дом «Казанская недвижимость». 2015. С. 330-337.
11. Ворошилов А.С. Моделирование самонагревания угля с учетом дезактивации и влияния изменения влажности угля // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. – № 2. 1986. – С. 73-80.
12. Ворошилов С.П., Ворошилов Я.С., Ворошилов А.С., Уварова В.А. Влияние влаги на окисление каменных углей // Вестник Научного центра №2. 2008. С. 68-82.
13. Греков С.П., Орликова В.П., Пашковский О.П. Параметры теплообмена при очаговом нагревании насыпи шахтной породы // Научный вестник НИИГД «Респиратор». № 1(55). 2018. С. 33-44.
14. Захаров Е.И., Качурин Н.М., Малахова Д.Д. Механизм процесса самонагревания угля и перехода его в самовозгорание // Известия ТулГУ. Наук. к Земле. Вып. 2. 2013. С. 40-51.
15. КД 12.01.04.009-2000 "Склонность к самовозгоранию углей, шахтных пород и отходов углеобогащения. Методика определения". Утверждена Министерством топлива и энергетики Украины 26 сентября 2000 года.
16. Кочетков С.И., Войтенко Ю.И. О причинах самовозгорания угля // Мінеральні ресурси України № 4. 2017. С. 11-14.
17. Литвинов А.Р., Харионовский А.А., Новикова Е.В., Игошин В.М. Технологии формирования пожаробезопасных породных отвалов // Уголь. Июль. 2013. С. 79-83.
18. Луговцова Н.Ю., Портола В.А. Влияние предварительно охлажденного угля на развитие процесса самовозгорания // Современные проблемы науки и образования № 6. – 2013.
19. Меленевский В.Н., Сокол Э.В., Фомин В.Н. Преобразование угля в процессе высокотемпературного катагенеза // Геология и геофизика. т. 47, № 9, 2006. С. 1005-1012.
20. Орликова В.П., Головченко Е.А. Самовозгорание угля в местах складирования на поверхности // Научный вестник НИИГД «Респиратор» № 2(54). 2017. С. 31-37.
21. Пашковский П.С., Греков С.П., Орликова В.П., Всякий А.А. Развитие процесса низкотемпературного окисления углей // Научный вестник НИИГД «Респиратор». Вып. 52. 2015. С. 153-167.
22. Потапов С.С., Паршина Н.В., Максимович Н.Г. Минералого-экологические последствия разработки угольных месторождений. Связь с геологическими условиями и способами добычи (на примере Челябинского и Кизеловского бассейнов) // Восьмые Всероссийские научные чтения памяти ильменского минералога В.О. Полякова. – Миасс: Имин УрО РАН, 2007. С. 12-34.
23. Сергеева Ю.А., Мыльникова Т.В., Полозова А.В. Формирование углеродных отвалов // С. 163-164.
24. Тимофеева С.С., Луговцова Н.Ю. Исследование комплексного влияния увлажнения и охлаждения на химическую активность угля для предотвращения процессов самовозгорания // Успехи современного естествознания № 4, 2016. С. 197-201.
25. Торсян Е.С., Антюфеев В.К. Причины самовозгорания углеродсодержащих пород отвалов // Интернет-журнал "Технологии техносферной безопасности" (<http://ipb.mos.ru/ttb>). Выпуск № 1 (65). 2016, С. 236-237.

ПРОГНОЗИРОВАНИЕ ЗАГРЯЗНЕНИЯ АТМОСФЕРНОГО ВОЗДУХА ВРЕДНО-ХИМИЧЕСКИМИ ПРОМЫШЛЕННЫМИ ВЫБРОСАМИ

Мақолада атмосферанинг, sanoat ishlab chiqarish korxonalari tomonidan, xavfli kimyoviy moddalalar orqali ifloslantirishi monitoringi va prognozlash masalalari hamda uning ahamiyati kўrib chiqilgan.

Таянч иборалар: атмосфера ҳавоси, чиқинди газлар, маҳаллий ифлосланиш, ифлосланиш манбалари, ўлчаш, реактивлар, рухсат этилган концентрация, максимал рухсат этилган чиқинди газлар, мониторинг, прогнозлаш.

The article considers atmospheric pollution by industrial productive harmful chemical substances, monitoring and forecasting of these emissions and its significance.

Key words: atmospheric air, emissions, local pollution, sources of pollution, measurement, reagents, maximum permissible concentrations, maximum permissible emissions, monitoring, forecasting.

Кулдашев Л.С.

старший преподаватель
кафедры «Методика преподавания информатики»
НГПИ



В настоящее время в Узбекистане разрабатывается инновационные методы, модели и технологии по мониторингу и прогнозированию загрязнения атмосферы вредно-химическими выбросами. В рамках программы стратегии действий по развитию Узбекистана планировано совершенствование системы социальной защиты населения и охраны здоровья, обеспечение снижения показателей заболеваемости населения и повышения продолжительности жизни населения, в развитии сферы образования и науки-эффективных механизмов внедрения научных и инновационных достижений в практику, создание при высших образовательных учреждениях и научно-исследовательских институтах научно-экспериментальных специализированных лабораторий. ведутся много работ по защите атмосферы и окружающей среды [2].

Разработаны несколько нормативно-правовых документов которые используется в прогнозировании и мониторинге атмосферного воздуха. Закон № ЗРУ-363 от 27 декабря 2013 года, Республики Узбекистан «Об экологическом контроле», Постановление Кабинета Министров Республики Узбекистан № 273 от 23 августа 2016 года, «Об утверждении Программы мониторинга окружающей природной среды в Республике Узбекистан на 2016—2020 годы», Постановление Кабинета Министров Республики Узбекистан № 377 от 15 июня 2017 года, «Об утверждении Положения о Центре специализированного аналитического контроля в области охраны окружающей среды при Государственном комитете Республики Узбекистан по экологии и охране окружающей среды», Постановление Президента Республики Узбекистан от 21 апреля 2017 года № ПП-2915 «О мерах по обеспечению организации деятельности Государственного комитета Республики Узбекистан по экологии и охране окружающей среды» и др. В них возложены несколько задач по проведению мониторинга и аналитического контроля загрязнения атмосферного воздуха. Человек всегда стремился к улучшению качества жизни, что побуждало его использовать все новые и новейшие технологии. Двадцатый век стал отправной точкой мощного подъема развития и роста промышленного производства. Возникновение огромных мегаполисов, которые быстрыми темпами росли и развивались, не могли не вселять всеобщую радость и гордость за достижение человеческой мысли. Но эти технологии и промышленность не стали не влиять на окружающую среду и на здоровье человечество.

В последние годы техногенное изменение природы вызывают многочисленные и разнообразные загрязнения приземной атмосферы. Несмотря на эти различия техногенных процессов, происходящих в разных странах и на разных континентах, дифференцированные антропогенные потоки, в конечном счете, интегрируются в объектах гео- и биосферы. При этом обуславливая экологический риск в в крупном масштабе. Огромную опасность представляют собой загрязнение и отравление промышленными отходами и другими веществами атмосферы, водоемов, почвы, влекущие за собой нарушение экологического равновесия в природе.

На территории промышленных регионов располагается большое количество предприятий разных видов деятельности. Все эти промышленные предприятия во время своей работы выбрасывают в атмосферный воздух большое количество загрязняющих веществ (ЗВ). При этом может возникнуть ситуация, когда суммарная концентрация ЗВ в атмосферном воздухе превысит предельно-допустимые концентрации-ПДК, однако концентрация этого ЗВ, выбрасываемого отдельными предприятиями в атмосферу, не превышает ПДК. Для повышения и обеспечения качества окружающей среды промышленного региона необходимо не только совершенствовать технологию и проводить модернизацию оборудования на каждом предприятии, но и систем контроля и управления степенью загрязнения атмосферного воздуха комплексом этих промышленных предприятий. В настоящее время негативные влияния промышленных источников на атмосферный воздух привели к значительному ухудшению его качества, что отразилось и на здоровье человека, и на состоянии окружающей среды в целом. Поэтому, контроль и управление степенью загрязнения атмосферного воздуха от промышленных источников является весьма актуальной задачей.

Результаты экологических исследований, как в Узбекистан, так и за рубежом, однозначно свидетельствуют о том, что загрязнение приземной атмосферы - самый мощный, постоянно действующий фактор воздействия на человека, пищевую цепь и окружающую среду. Атмосферный воздух имеет неограниченную емкость и играет роль наиболее подвижного, химически агрессивного и всепроникающего агента взаимодействия вблизи поверхности компонентов биосферы, гидросферы и литосферы.

В наше время промышленное загрязнение окружающей среды напрямую связано с развитием и ростом химического производства.

Основными источниками, из которых осуществляется химическое загрязнение атмосферы, являются металлургическая и химическая промышленность, отопительные системы (тепловые электростанции, котельные установки), транспорт.

С развитием производственной деятельности человека все большая доля в загрязнении атмосферы приходится на антропогенные загрязнения. Их разделяют на локальные и глобальные.

Локальные загрязнения связаны с городами и промышленными регионами, глобальные распространяются на огромные расстояния и оказывают влияние на биосферные процессы в целом на Земле.

Строительная пыль всех видов составляет около 10% всей пыли, выделяемой в атмосферу от различных источников. Эти источники поставляют в атмосферу большое количество самых разнообразных физических и биологических загрязнителей. Перечислить их все не представляется возможным (их число достигает миллиона). Однако есть довольно ограниченное количество загрязнителей, которые выделяются многими источниками. К ним относятся оксиды углерода, азота, серы, цинка, силикаты, углеводороды, хлорфторуглероды, альдегиды, пыль, зола и др.

После попадания в атмосферу загрязнения не остаются в неизменном виде; в процессе перемещения в пространстве, турбулентной диффузии происходят их физические изменения.

В результате химических реакций образуются новые соединения. Наиболее распространенный в атмосфере химический процесс – окисление веществ кислородом воздуха: диоксид серы окисляется в триоксид, оксид азота – в диоксид, альдегиды – в органические кислоты, ненасыщенные углеводороды – во многие другие вещества.

Скорость окисления неодинакова для различных веществ и зависит от многих факторов. Так, оксид азота окисляется в диоксид непосредственно при выходе из дымовой трубы при производстве азотной кислоты. Диоксид серы превращается в триоксид иногда через 3–5 дней, что зависит от влажности и температуры атмосферы. Чем выше влажность, тем быстрее окисление. Ускорить реакцию окисления может ультрафиолетовое излучение, а также наличие некоторых веществ, таких, как озон, пероксиды, атомарный кислород. Солнечный свет в диапазоне волн 290 – 70 нм фотохимически активен. На рис. 1–3 приведены упрощенные схемы реакций, происходящих в атмосфере [1].

Создавая необходимые человеку продукты, общество через технологические процессы выделяет большое количество производственных и бытовых отходов, многие из которых поступают в окружающую среду, в том числе и в атмосферу. При этом образуются новые химические соединения, ранее неизвестные.

Источники загрязнения воздушного бассейна подразделяются на источники выделения и источники выбросов вредных веществ в атмосферу. Источником выделения вредных веществ называется технологический агрегат (установка, устройство, аппарат и т.п.), выделяющий в процессе эксплуатации вредные вещества; источником выбросов – устройство (труба, аэрационный фонарь, вентиляционная шахта и т.п.), посредством которого осуществляется выброс вредных веществ в атмосферу [3–6].

Попадать в атмосферу вредные вещества могут на разных стадиях производства (добыча, транспортирование, дробление, измельчение, помол и т.п.) различным образом.

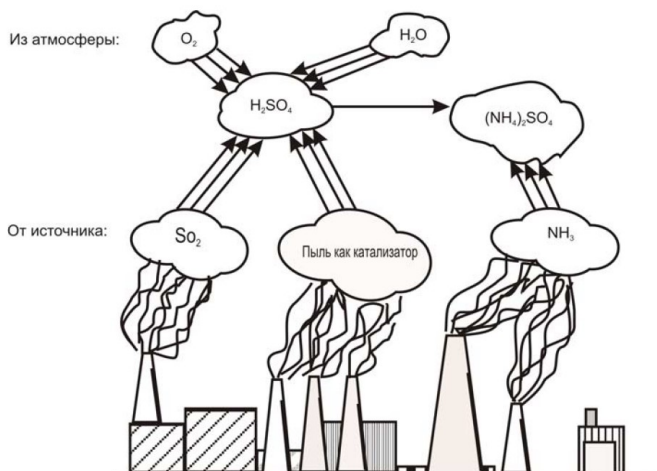


Рис. 1. Процесс окисления

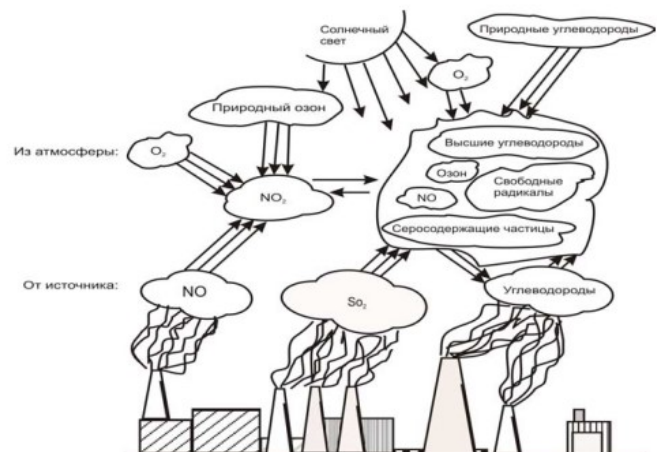


Рис. 2. Цепные фотохимические реакции

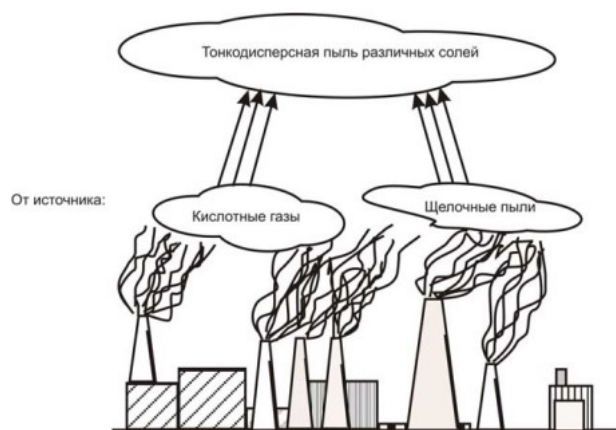


Рис. 3. Превращение газов в твердые вещества

В то же время на многих предприятиях большинство удаляемых из помещений и технологического оборудования вредных веществ выбрасывается в атмосферу через специально сооруженные газоходы, воздухопроводы и трубы, что позволяет применить для их улавливания соответствующие установки.

С целью учета поступлений вредных веществ в атмосферу, планов их улавливания и обезвреживания, установления предельно допустимых выбросов (ПДВ) и временно согласованных выбросов (ВСВ) проводят инвентаризацию источников выбросов в атмосферу [8–12].

На территории Навои расположены несколько промышленных предприятий, которые загрязняют атмосферу города. Они представлены в табл. 1. Большинство этих предприятий является постоянно действующими источниками загрязнения атмосферного воздуха.

Таблица 1
Виды загрязняющих веществ от различных предприятий

Предприятия	Основные ЗВ атмосферы
ГП НГМК	Ангидрид сернистый
	Углерод окись
	Диоксид азота
	Оксид азота
	Углеводороды
ОАО «Навоиазот»	Сварочная аэрозоль
	Аммония нитрат
	Аммония сульфат
	Сажа
	Пыль неорганическая
ОАО «Кызылкумцемент»	Сварочный аэрозоль
	Пыль неорганическая CAO*20SiO2
	Пыль неорганическая SiO2 20%
	Пыль древесная
	Сварочная аэрозоль
	Ангидрид сернистый (Серы диокси)
	Углерода окись
	Диоксид азота
	Оксид азота
	Углеводороды
ОАО «НТЭС»	Углерод окись
	Диоксид азота
	Оксид азота
	Углеводороды

Мониторинг загрязнения атмосферного воздуха в г. Навои проводится на стационарных постах, в производственных предприятиях (табл. 2).

Таблица 2
Мониторинг загрязнения атмосферного воздуха в г. Навои

№ п/п	Предприятия	Адрес поста наблюдения	Деятельность
1	ГМЗ-1	г.Навои, промзона	переработка руды
2	НМЗ	г.Навои, промзона	машиностроение
3	Навоизот	г.Навои - 5	химпром
4	ЮПМ	ул. С.Айни	стройматериалы

Одним из путей решения проблемы сокращения выбросов на локальном уровне является постоянное исследование и прогнозирование значений концентраций выбросов с помощью системы мониторинга, являющейся составной частью управления технологическими процессами промышленного предприятия. На основании представленных данных об уровнях, на основании прогноза изменений концентраций выбросов, становится возможным принятие необходимых рекомендаций и управляющих решений. При рассмотрении модели управления технологиями промышленных производств, необходимо учитывать особенности, определяемые условиями развития современных предприятий. В частности, к ним предъявляются требования к организации инновационной деятельности, при которой используются быстроменяющиеся конкурентоспособные технологии, которые генерируют новые условия возникновения загрязняющих выбросов. Поэтому при создании систем мониторинга решение вопроса оперативного и объективного представления данных о загрязняющих выбросах промышленных производств должно осуществляться с автоматизированным исполнением всех этапов ее функционирования. Вследствие динамичных изменений параметров промышленного производства, сведения о выбросах загрязняющих веществ и зонах

их распространения претерпевают постоянные изменения, вышеуказанное определяет требования к высокой динамике изменения архитектуры программного обеспечения автоматизированного мониторинга. В этом случае возникает задача унифицированного описания разнородной экспериментальной и расчетной информации о концентрациях загрязняющих веществ с учетом динамики их изменений. В этом случае система мониторинга должна обеспечивать возможность оперативного анализа, обработки и представления данных с достаточно высоким быстродействием.

Мониторинг выбросов загрязняющих веществ промышленных производств, с целью снижения негативного воздействия на окружающую среду, является важной задачей, стоящей перед современными промышленными предприятиями.

На сегодняшний день перспективным направлением решения экологических проблем является разработка и использование методов математического моделирования и математической модели искусственного интеллекта на базе компьютерной технологии, которые позволяют прогнозировать и вести мониторинг загрязнения окружающей среды.

Основным недостатком существующих систем мониторинга экологического состояния промышленных регионов, является то, что полученные с их помощью данные не учитываются при управлении технологическими процессами химико-технологических предприятий. Это связано с отсутствием математических моделей, описывающих взаимосвязь между производственной нагрузкой предприятий (производительностью) и распределением концентрации ЗВ, выделяемых в атмосферу в результате функционирования этих предприятий, а также, с отсутствием диалоговых подсистем, включенных в состав автоматизированных систем экологического мониторинга, позволяющих на основе полученных данных о концентрации ЗВ и метеоусловиях обеспечить поддержку принятия решений по управлению выбросами в атмосферный воздух.

Таблица 3

Показатели коэффициента выбросов и других факторов по источникам						
Июль 2018	Температура воздуха, °С	Атмосферное давление, мм.рт.ст.	Влажность воздуха, %	Скорость ветра, м/с	Направ ление ветра	
	+39	725	16	2	С	
Показатели коэффициента выбросов						
№ источника	Скорость потока выбросов м/с	Вредно-химические факторы и их количество, г/с				
		NH ₃	NO ₂	H ₂ SO ₄	H ₂ S	SO ₂
Вс-21	17,08	-	-	-	0,00267	0,00337
Вс-66	5,04	0,02618	0,00016	<0,00060	-	-
Август 2018	Температура воздуха, °С	Атмосферное давление, мм.рт.ст.	Влажность воздуха, %	Скорость ветра, м/с	Направ ление ветра	
	35	727	24	2	СЗ	
Показатели коэффициента выбросов						
№ источника	Скорость потока выбросов м/с	Вредно-химические факторы и их количество, г/с				
		NH ₃	NO ₂	H ₂ SO ₄	H ₂ S	SO ₂
Вс-21	16,3	-	-	-	0,00195	0,00504
Вс-66	5,04	0,02653	0,00012	<0,00060	-	-
Сентябрь 2018	Температура воздуха, °С	Атмосферное давление, мм.рт.ст.	Влажность воздуха, %	Скорость ветра, м/с	Направ ление ветра	
	+30	730	19	2	С	
Показатели коэффициента выбросов						
№ источника	Скорость потока выбросов м/с	Вредно-химические факторы и их количество, г/с				
		NH ₃	NO ₂	H ₂ SO ₄	H ₂ S	SO ₂
Вс-21	22,86	-	-	-	0,00327	0,00467
Вс-66	5,78	0,02092	0,00025	<0,00069	-	-
Октябрь 2018	Температура воздуха, °С	Атмосферное давление, мм.рт.ст.	Влажность воздуха, %	Скорость ветра, м/с	Направ ление ветра	
	+29	732	19	2	С	
Показатели коэффициента выбросов						
№ Источника	Скорость потока выбросов м/с	Вредно-химические факторы и их количество, г/с				
		NH ₃	NO ₂	H ₂ SO ₄	H ₂ S	SO ₂
Вс-21	26,5	-	-	-	0,00215	0,00613
Вс-66	5,64	0,04344	0,00019	<0,00068	-	-

Таблица 4

Показатели коэффициента выбросов по источнику ВС66

Месяцы 2018	Температура воздуха, °С	Атмосферное давление мм.рт.ст.	Влажность воздуха, %	Скорость ветра, м/с	Направление ветра	Скорость потока выбросов, м/с	Вредно-химические факторы и их количество, г/с		
							NH ₃	NO ₂	H ₂ SO ₄
Июль	+39	725	16	2	С	5,04	0,02618	0,00016	<0,00060
Август	+35	727	24	2	СЗ	6,048	0,02653	0,00012	<0,00060
Сентябрь	+30	730	19	2	С	5,78	0,02092	0,00025	<0,00069
Октябрь	+29	732	19	2	С	5,64	0,04344	0,00019	<0,00068

Чтобы прогнозировать дальность загрязнения или концентрацию вредно-химических веществ в атмосфере вокруг какого-то источника, надо вести мониторинг, заполнять несколько данных в следующих табл.3-4.

Вести мониторинг данных можно по определённым источникам или по нескольким источникам. Контрольные анализы проводятся ежедневно, раз в неделю, за месяц или за квартал.

По данным мониторинга данных выбросов можно разработать модель используя более оптимальный метод, чтобы прогнозировать радиус дальности загрязнения или концентрацию вредно-химических веществ в атмосфере вокруг производственных предприятий, чтобы эти загрязнители наименьше влияли на населённые пункты то есть на здоровье людей, на флору и фауну.

Кроме этого изучая структуру фильтра выбросных труб и по дан-

ным мониторинга можно будет модернизировать их, чтобы увеличить коэффициент улавливания вредно-химических веществ и достичь максимального очищения выброса. Прогнозируя загрязнение атмосферы вокруг локальных источников по мониторингу, даст возможность производственным предприятиям сэкономить значительный капитал и ряд преимуществ:

- сокращает время замеров;
- даёт возможность сэкономить химические реактивы для определения вредно-химических элементов;
- представляет возможность автоматизировать процесс выбросов.

Если сэкономить в производстве не 1%, а хотя-бы 0,001% это уже большая сумма. Но для этого химики, технологи, математики, инженеры, производители и программисты должны работать в сотрудничестве.

Библиографический список:

1. О.О. Герасимова «Определение выделений вредных веществ в атмосферу» Томск – 2006г, методические указания, Изд-во ТГАСУ, г.Томск, 2006г.
2. Стратегия действий по пяти приоритетным направлениям развития Республики Узбекистан в 2017 — 2021 годах. Приложение к указу Президента Республики Узбекистан № УП-4947, 7 февраля 2017 г.
3. Закон № ЗРУ-363 от 27 декабря 2013 года, Республики Узбекистан «Об экологическом контроле» Постановление Кабинета Министров Республики Узбекистан «Об утверждении Программы мониторинга окружающей природной среды в Республике Узбекистан на 2016- 2020 годы» №273 23.08.2016г.
4. Постановление Кабинета Министров Республики Узбекистан «Об утверждении Положения о Центре специализированного аналитического контроля в области охраны окружающей среды при Государственном комитете Республики Узбекистан по экологии и охране окружающей среды» №377 15.06.2017г.
5. В.К.Гадельшин, Ю.А.Мещерякова, Т.И.Погорелова «Прогнозирование концентраций вредных веществ в воздушной среде по статистическим данным», «Известия ЮФУ. Технические науки» №8, 2011г.
6. В.К.Гадельшин, Ю.А.Мещерякова, С.Ю.Румилова «Мониторинг и прогнозирование концентраций вредных веществ в атмосфере на основе статистических данных и методами математического моделирования по городу Таганрогу», «Известия ЮФУ. Технические науки» №4, 2013г.
7. А.Ю.Проскуряков «Автоматизированная система мониторинга загрязняющих выбросов промышленных производств на локальном уровне», автореферат, Орел, 2014.
8. В.П.Постников «Прогнозирование загрязнения атмосферного воздуха города Перми», Вестник ПНИПУ. Социально-экономические науки. 2014 № 1 (22).
9. М.Е.Берлянд, Г.И.Сидоренко. «Руководство по контролю загрязнения атмосферы.» – Л.: Гидрометеоиздат, 1979. - 448с.
10. Р.Х.Тургумбаева «Оценка и прогнозирование загрязнения приземного слоя атмосферы выбросами химического предприятия» http://www.rusnauka.com/15.PNR_2007/Ecologia/21963.doc.htm
11. Х.Т.Турсунов, Т.У.Рахимова «Экология» учебное пособие, Тошкент, 2006г.

НАНОЗОЛОТО И ВОЗМОЖНОСТИ ЕГО ИЗВЛЕЧЕНИЯ (ОБЗОР)

Олтин мадаларида табиий наноолтин ҳақида нашрлар. Табиий наноолтин кўп жihatдан оддий ўлтин билан фарқланади. Оддий олтиннинг эриш даражаси 1063°C бўлса, наноолтин 200°C дан паст бўлган ҳароратларда эрийди. Табиий наноолтин асосан қийин ажратиб олинган маданлар таркибида бўлади. Табиий олтинни ажратиш олиш учун саноат технологиялари ҳали мавжуд эмас.

Таянч иборалар: табиий наноолтин, мадан, олтин, эриш ҳарорати, қийин сульфид олтин таркибли маданлар, технология.

A review of publications on natural nanogold in ores was observed. Natural nanogold differs in many ways from ordinary, massive gold. If the melting temperature of ordinary gold is 1063°C, the nanogold melts at temperatures below 200°C. Natural nanogold is mainly found in refractory sulphide gold ores. Industrial technologies for the extraction of natural nanogold from ores do not yet exist.

Key words: natural nanogold, ore, gold, melting point, refractory sulfide gold-bearing ores, technology.

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



Хван А.Б.
Ведущий инженер
геологического отдела
НГМК



В настоящее время, при изучении форм нахождения золота в рудах, все больше внимания уделяется свободному золоту, с размерами в несколько нанометров. Такое золото обнаружено практически во всех типах руд, начиная с коренных сульфидных руд и заканчивая россыпями. С ростом внимания к природному нанозолоту растет и его значение, так как при исследованиях открываются и выясняются все новые и новые явления и свойства, ранее неизвестные.

Существует большая вероятность того, что в ближайшее время природное нанозолото приобретет промышленное значение и в первую очередь возникнет вопрос разработки новых технологий извлечения природного нанозолота.

Для разработки таких технологий, в первую очередь необходимо изучить все возможные свойства и поведение природного нанозолота в различных условиях. Сейчас об этих свойствах известно не очень много.

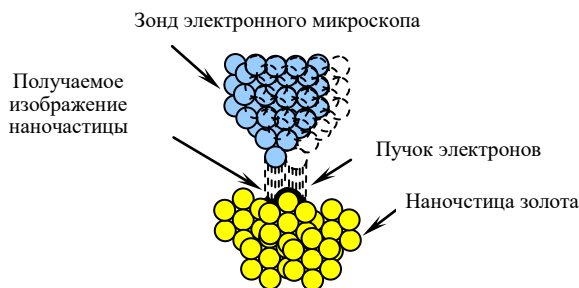


Рис.1. Схема сканирования изображения на электронном микроскопе

При изучении свойств природного нанозолота прежде всего нужно его увидеть, это тоже очень непросто. Если более крупные частицы золота, например, размером в 1мм мы можем увидеть невооруженным глазом, то наночастицу золота так не увидим, более того, с помощью оптического микроскопа ее тоже не увидим. Почему? Потому, что наночастица золота имеет размер несколько нанометров, а длина волны света составляет 300÷600нм т.е. в сотни раз больше размеров частицы.

Как известно, мы видим предметы за счет отражения светового луча от рассматриваемого предмета, а если этот предмет значительно меньше размеров световой волны, то свет будет проходить через этот предмет не отражаясь т.е., этот предмет для света будет невидимым. Поэтому такое золото называли «невидимым» («invisible»), хотя оно реально существует. Скорее всего, именно из-за этого при-

родное золото в золотосодержащих рудах, до недавнего времени, не было обнаружено. Но в конце прошлого века был изобретен другой микроскоп не оптический, а электронный микроскоп. Такой микроскоп визуализировал предметы не с помощью света, а с помощью пучка электронов (рис.1.), которые так же, как и свет отражались от рассматриваемого предмета. Но частота или длина волны этого пучка электронов здесь уже роли не играли так, как поток отраженных электронов возникал только при приближении тонкого электрода микроскопа к поверхности рассматриваемого предмета, т.е. происходил электрический разряд или «мягкая» молния. Визуализация предмета с помощью отраженного пучка электронов осуществляется путем специального преобразования этого пучка, и только потом картинка появляется на экране компьютера.

Как выглядит атом золота и его наночастицы

Из-за очень малых размеров заряженных электронов, с помощью электронного микроскопа можно увидеть, предметы размером меньше 10^{-12} м или 0,001 нанометра.

С помощью электронного микроскопа удалось увидеть атомы, в том числе и атом золота.

Удалось увидеть построение частиц золота из атомов. На рис.2 показаны, атомы золота, визуализированные с помощью электронного микроскопа. Одно белое пятно на снимке – это один атом золота. Темные части снимка – это те части атомов золота, которые расположены на дальнем расстоянии от электронного зонда микроскопа или пустоты между атомами. С большой долей вероятности можно сказать, что атом золота имеет форму шара. Из отдельных атомов золота формируется первоначальное ядро атомов. На рис.2 выделено первоначальное ядро атомов золота, как видно оно имеет форму шестиугольника. Размер атома золота оказался равным 0,288 нанометра.

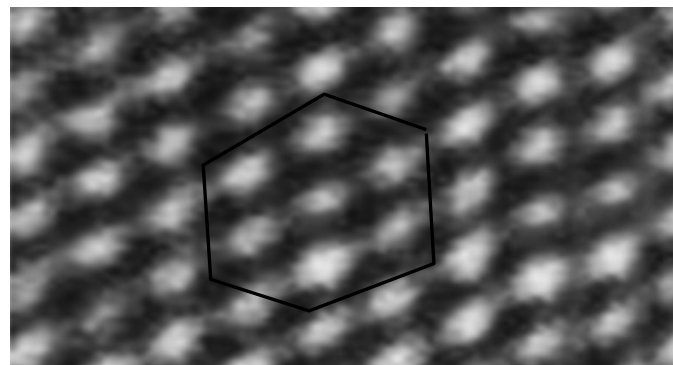


Рис.2. Расположение атомов золота

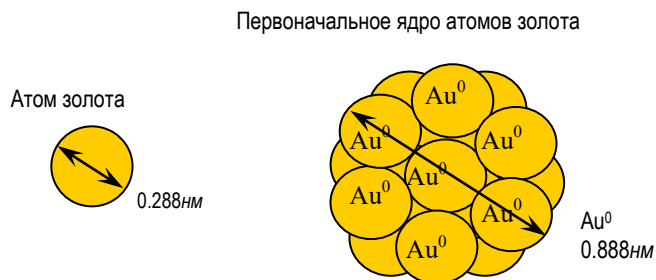


Рис.3. Первоначальные размеры свободного золота

Первоначальное ядро атомов золота имеет размеры 0,888 нм.

Отсутствие кратности размеров одного атома и первоначального ядра ($0,888/0,288 = 3,08$), которое на рис. 3 в одном направлении состоит из трех атомов, объясняется тем, что атомы первоначального ядра расположены не в одной плоскости, а в разных плоскостях, и между атомами существует некоторое расстояние. На рис.2. показано, расположение атомов золота в реальности. Как видно все атомы связаны друг с другом в строгом порядке.

При проведении литературного обзора (будет правильнее сказать «интернет-обзора») на данную тему, выяснилось, что в области золотодобывающей индустрии, опубликованных материалов по изучению природного нанозолота очень мало. В странах СНГ и на Западе природным нанозолотом в основном занимаются минералоги и геологи. В специальной литературе и в Интернете, к сожалению, не найдено работ на данную тему в области обогащения, пирометаллургии и гидрометаллургии золота. Даже в такой области, как парфюмерия для женщин, нанозолоту уделяется больше внимания, чем в золотодобывающей индустрии. Но наибольшие достижения в изучении нанозолота и наибольшее внимание, сейчас, уделяется в области медицины.

Поэтому здесь приводятся опубликованные материалы по свойствам нанозолота, полученные в основном биологами, иммунологами и микробиологами. Но медиков не интересует природное нанозолото (пока), и все их работы выполнены с искусственным нанозолотом. Поэтому в данной работе первоначально дается информация по искусственному нанозолоту, а потом делается попытка интерпретации «всего этого» на природное нанозолото.

Получение искусственных наночастиц золота

Наночастицы золота можно получить искусственно двумя путями. Первый путь – это фрагментация (разделение исходной частицы золота на более мелкие частицы - наночастицы) продукта. Второй путь – это агломерация (слипание или коагуляция) атомов золота или наночастиц золота.

Первый способ еще называют «верхним» т.к. наночастицы получают из больших по размеру частиц золота путем их разрушения.

Второй способ называют «нижним» т.к. наночастицы получают из меньших по размеру частиц (атомы золота, первоначальные ядра золота или более мелкие наночастицы) путем восстановления ионов соответствующих веществ из растворов, с последующей агломерацией.

Здесь мы рассмотрим в основном «нижний» способ как самый известный.

Первообразование золотых наночастичек «нижним» способом можно рассмотреть на методе получения искусственных наночастиц золота из кислых золотосодержащих растворов – на методе Туркевича.

Метод Туркевича заключается в восстановлении соли Au (III) (обычно HAuCl_4) цитратом натрия в воде. В методе Туркевича исходный раствор HAuCl_4 с помощью соды Na_2CO_3 доводят pH до 7 и нагревают. К нагретому до кипения раствору добавляют 1%-й раствор лимонной кислоты при интенсивном перемешивании. После добавления лимонной кислоты раствор бесцветный, затем через 5÷10 минут раствор начинает приобретать цвет – это говорит о появлении наночастиц золота. Первоначально, раствор становится темно-синим, далее фиолетовым и окончательно рубиново-красным (рис.4). Изменение цвета раствора указывает на структурные превращения, происходящие в системе. Установлено, что бесцветный раствор, образующийся сразу после добавления цитрата, содержит золотые нанокластеры диамет-

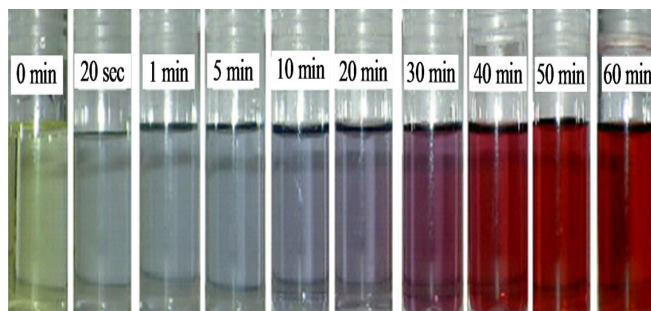
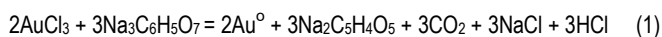


Рис.4. Изменение цвета раствора HAuCl_4 в процессе образования наночастиц золота (восстановитель цитрат натрия), [2]

ром 3÷5 нм. В темно-синем растворе формируется сложная структура, которую можно описать как разветвленная сеть из нанопроволок с диаметром 5 нм. В стадии темно-фиолетового цвета возникают небольшие сегменты, которые образуются в результате разрыва основной разветвленной сети нанопроволок. Сферические наночастицы с диаметром 10÷13 нм начинают откалываться от нанопроволок, когда раствор становится фиолетовым. Окончательно золотые наносферы формируются, когда раствор становится рубиново-красным. В этом методе, цитрат-ионы являются как восстановителями тетрахлораурат-ионов, так и «стабилизаторами» наночастиц золота :



Установлено, что ион Au^{+3} сначала восстанавливается до атома золота (Au^0), по мере возрастания атомов золота наступает их пересыщение ($1,23 \times 10^{15}$ шт/мл, [3]) и дальнейшее увеличение атомов Au приводит к внезапному слипанию (агломерации) атомов золота в первоначальные ядра (рис.5.). Этот всплеск образования первоначальных ядер золота происходит почти мгновенно, в течение 200 миллисекунд.

Размер первоначального ядра золота предположительно составляет около 1 нм (на рис.3. показана величина 0,888 нм).

Количество атомов в одном первоначальном ядре составляет от 30 до 50 атомов золота. Механизм слипания атомов золота до конца

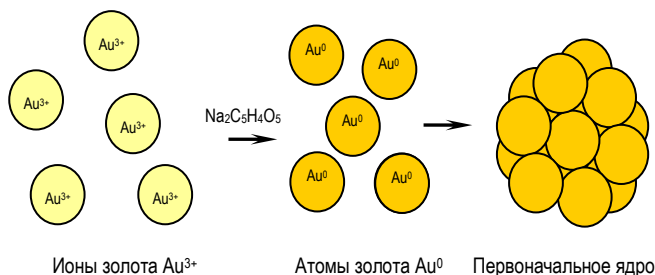


Рис.5. Механизм образования искусственного нанозолота и его первоначального ядра, химическим путем

не ясен. Современная наука (супромолекулярная химия) объясняет этот феномен следующим образом. Единичные атомы обладают огромной поверхностной энергией и поэтому являются очень реакционноспособными, стремящимися к объединению в более крупные структуры (молекулы, кластеры, наночастицы и т.д.). Процесс слипания атомов золота аналогичен слиянию малых капель воды в одну большую каплю. Такой процесс называют самосборкой. На самом деле, самосборка атомов золота происходит несколько сложнее, чем процесс слияния капель воды. Самосборка атомов золота происходит в строгом соответствии с какими-то «программами».

Механизм образования наночастицы золота в реальных условиях

Вокруг атома золота до самосборки находятся другие атомы и ионы, в первую очередь молекулы воды (рис.6.), которые находятся ближе, чем другие атомы золота.

Молекула воды состоит из одного отрицательно заряженного иона кислорода, и двух положительно заряженных ионов водорода. Ион кислорода связан с двумя водородом, но так как оба водорода поло-



Рис.6. Структура молекулы воды

жизнелюбивые, между ионами водорода возникают силы отталкивания, и они, будучи связаны с одним и тем же с кислородом, стараются быть подальше друг от друга. Поэтому между двумя водородными атомами существует угол 105° [3]. Хотя, при восстановлении ионов золота до свободного состояния, молекулы воды находятся ближе, тем не менее, слипание происходит только между атомами золота. Именно этот феномен на сегодняшний день не имеет ясного и точного объяснения. Если живые микроорганизмы тоже обладают свойством самосборки (рождение клетки, бактерии и т.д.), то это объясняется наличием у живых организмов генов, в которых записан процесс самосборки, то атомы золота вряд ли имеют геном, который отвечал бы за коагуляцию атомов золота между собой, и атом золота не имеет гена т.к. он неживая материя.

При образовании первичного ядра золота будет выделяться значительное количество энергии (рис.7). После образования первичных ядер золота происходит их слипание в одну наночастицу золота.

Процесс слипания наночастиц не прекращается и происходит дальнейшее укрупнение наночастицы за счет присоединения первоначальных ядер.

При образовании новой наночастицы происходит перераспределение атомов золота, и новой частице атомы располагаются в строгом порядке, образуя решетку, при этом тоже выделяется тепло (рис.8, 9), но меньше чем при образовании первоначального ядра.

Механизм увеличения наночастицы золота показанный на рис.9, теоретически, может продолжаться до бесконечности, но в реальности крупность частицы золота ограничивается условиями при которых происходит агломерация.

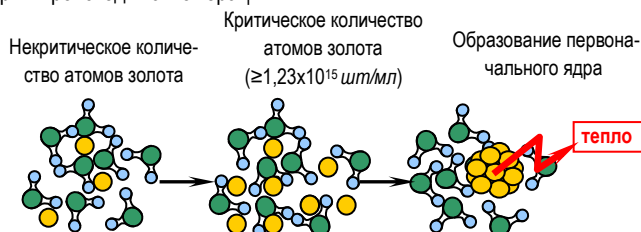


Рис.7. Механизм образования первоначального ядра золота в присутствии молекул воды

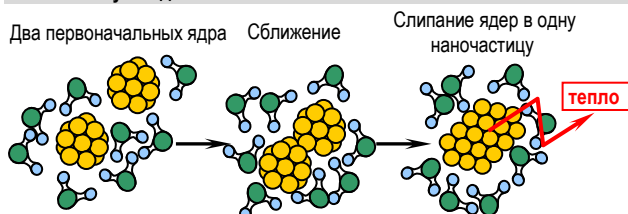


Рис.8. Механизм агломерации наночастицы золота

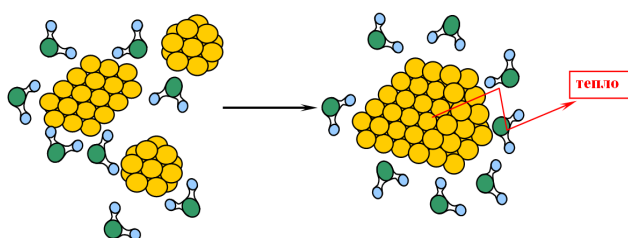


Рис.9. Дальнейшая агломерация наночастицы золота

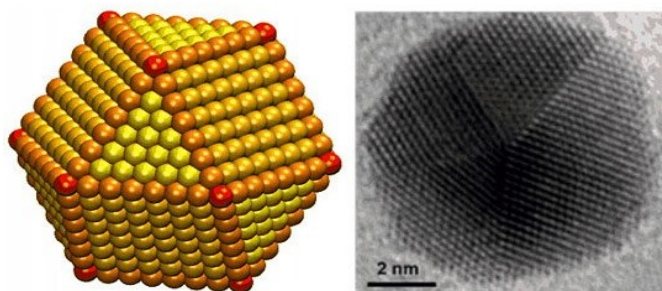


Рис.10. Модель и реальное изображение наночастицы золота (слева трехмерная компьютерная модель наночастицы, справа реальное изображение наночастицы золота, выполненное с помощью электронного микроскопа)

Исследователи из Стэнфордского университета (США) смогли продемонстрировать трехмерную модель наночастицы золота (рис.10) [4].

Для предотвращения слипания наночастиц, в золотой раствор добавляют поверхностно-активные вещества (ПАВ). Эти вещества покрывают поверхность наночастиц и предотвращают их дальнейшее слипание (рис.11) [5].

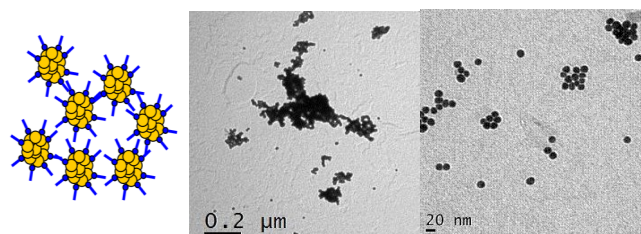


Рис.11. Предотвращение слипания наночастиц золота

Свойства наночастиц золота

Единичные атомы обладают огромной поверхностной энергией. Атомы расположенные на поверхности наночастицы будут иметь меньшую поверхностную энергию, чем у одного атома, но значительно большей чем у атомов находящиеся внутри тела. Энергия отрыва или температура плавления поверхностных атомов будет меньше чем для внутренних атомов, поэтому частицы золота с такой большой поверхностной энергией будут иметь меньшую температуру плавления. В табл. 1. показаны, соотношения поверхности и объемов для различных наночастиц. Как видно, доля поверхностной энергии (площадь поверхности) резко возрастает с 0,06 до 0,6 для частиц размером от 100 до 10 нм [6].

Следовательно, пропорционально должна уменьшаться и температура плавления наночастиц. Примерная зависимость температуры плавления наночастиц от их размера показана на рис.12 [6].

Как видно из рисунка, частица размером 2,0 нм будет иметь температуру плавления меньше 400 К или 127 °С.

Другое значительное свойство искусственных наночастиц золота исследуется для медицины. Наночастицы золота обладают свойством превращать световую энергию в тепловую. Если наночастицу золота облучить обычным светом, то частица нагреется. Это происходит и с

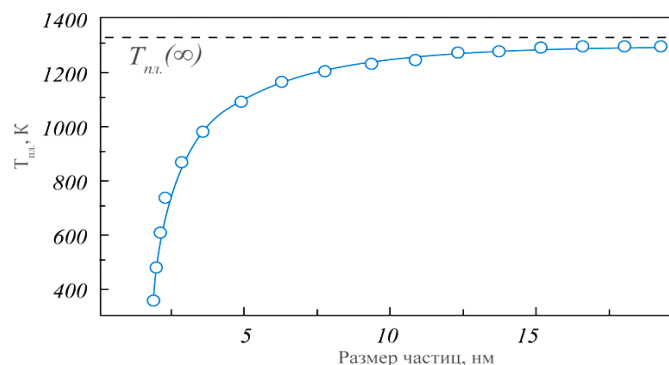


Рис.12. Зависимость температуры плавления (Т, К) искусственных наночастиц золота от их размеров

Таблица 1.

Соотношение объема и поверхности наночастиц

Диаметр наночастицы, нм	Площадь поверхности, S, нм ²	Объем наночастицы, V, нм ³	Соотношение S/V
10	314	523	0,60
20	1260	4190	0,30
30	2830	14100	0,20
40	5030	33500	0,15
50	7850	65500	0,12
60	11300	113000	0,10
70	15400	180000	0,09
80	20100	268000	0,08
90	25400	382000	0,07
100	31400	523600	0,06

обычными телами – если их облучить светом, то они нагреваются. Но наночастица золота нагревается в несколько раз горячее. Если обычное (массивное) золото оставить на солнце, то оно нагреется до температуры максимум 60...65 °С, в таких же условиях, наночастица золота нагреется до 182 °С. Это свойство медики хотят применить для борьбы с раковыми клетками. Наночастица золота транспортируется в раковую клетку, затем клетка облучается лазером и нагретая наночастица убивает раковую клетку.

Наночастицы золота являются парамагнетиками. Обычный постоянный магнит изменяет положение в пространстве (в жидкости) наночастиц золота.

Наночастицы золота можно получить с помощью микробов

Кроме химического способа получения наночастиц золота искусственным путем «снизу вверх», существует микробиологический метод получения наночастиц золота. Многие микроорганизмы обладают способностью производить наночастицы золота.

Известны два способа получения наночастиц золота с помощью микроорганизмов - внутриклеточный синтез наночастиц золота (рис. 13) [6], и внеклеточное образование наночастиц (рис. 14) [7].

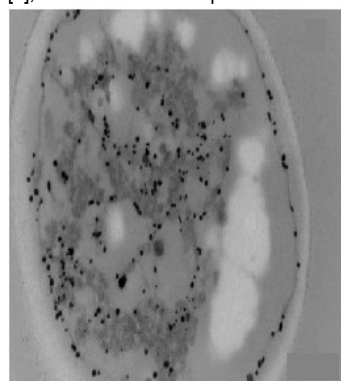


Рис.13. Внутриклеточный синтез наночастиц золота (черные точки это наночастицы золота) Шкала 100 нм

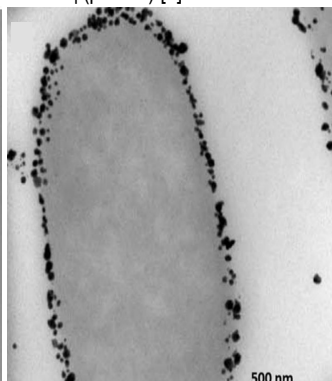


Рис.14. Внеклеточный синтез наночастиц золота (черные точки это наночастицы золота)

В работе [7], проведены исследования по получению наночастиц золота с помощью бактерий *V. luteoalbum* из раствора золотохлористоводородной кислоты (250 мг/л) при перемешивании в течение 24 часов. После перемешивания цвет биомассы стал фиолетовым, это указывало на образование наночастиц золота.

При внутриклеточном синтезе предполагается, что ионы золота восстанавливаются ферментами и белками, присутствующие либо в клеточных стенках, либо в цитоплазме, приводящие к агрегации атомов золота и образование наночастиц. При внеклеточном синтезе наночастиц золота предполагается обычное восстановление ионов золота на поверхности бактерии (более подробно далее).

В работе [8] для визуализации бактерий, в раствор добавили готовые наночастицы золота. В результате, через несколько часов, наночастицы золота заполнили объем клеток и полностью повторили форму бактерии (рис.15).

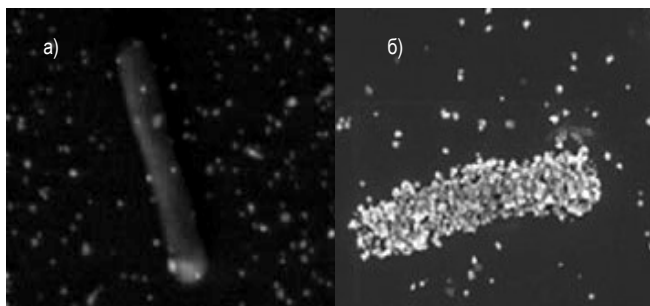


Рис.15. Заполнение бактерии *Pseudomonas aeruginosa* золотыми искусственными наночастицами. а) в начале заполнения б) после заполнения

Природное нанозолото

Так называемое тонковкрапленное упорное сульфидное золото известно давно. В США с середины 20-го столетия в промышленных масштабах добывается золото из упорных сульфидных золотосодержащих руд Карлинского типа. В бывшем Советском Союзе с середины 70-х годов прошлого столетия велись исследования по разработке технологии извлечения золота из упорных сульфидных руд месторождения Кокпатас (Узбекистан), Бакырчык (Казахстан). В других странах тоже проводились работы с рудами подобного типа.

Основной проблемой данных руд было очень низкое извлечение золота. Извлечение золота из данных руд, по конвенциональной схеме - схеме прямого сорбционного цианирования, составляло всего 5÷10%. Технологические исследования форм нахождения золота в данных рудах показали, что золото в основном находится в сульфидных минералах руды, в пирите и в арсенопирите. Однако, до недавнего времени, минералоги не смогли увидеть золото в данных сульфидах из-за очень малых размеров золота. В результате проведения многочисленных исследований, во всем мире, к началу 21-го века сложилось следующее представление об упорном сульфидном золоте. Упорное сульфидное золото состоит из золота, которое находится в виде твердых растворов (например, в виде Au¹⁺) и в виде очень тонкого свободного золота (Au⁰). Оба вида золота входят в кристаллическую решетку сульфидных минералов. Такая версия нахождения золота в сульфидных рудах объясняла технологическую упорность золота т.е. низкое извлечение, но имела чисто гипотетический статус т.к. не имела главного условия доказательства – подтверждение сказанного реальными опытами – визуализацией.

Таким образом, к началу 21-го столетия, в целом, существовала только версия об упорном золоте в сульфидных рудах, химический состав и структура данного золота были неизвестны.

В 2002-2004 годах группа геологов-исследователей (C.S. Palenik, S.Utsunomiya, M. Reich, S.E. Kesler, L.Wang, R.C. Ewing) из Мичиганского университета провели исследования золотосодержащих минералов карлинского месторождения с использованием современных электронных микроскопов. Результаты исследований были опубликованы в журнале American Mineralogist [9].

Результаты исследований оказались сенсационными. Однако из-за отсутствия внимания со стороны общества или недостаточного оповещения данного события со стороны средств массовой информации, данная публикация прошла незамеченной.

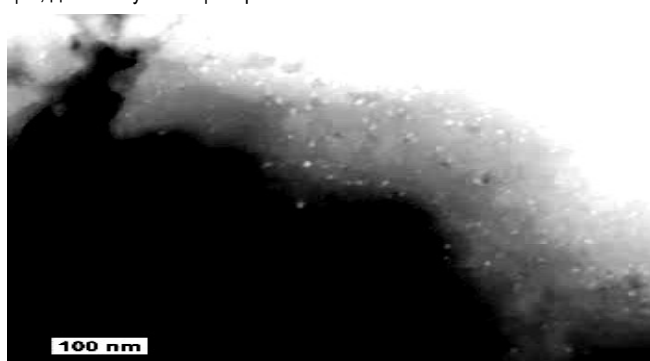


Рис.16. Заполнение бактерии *Pseudomonas aeruginosa* золотыми искусственными наночастицами. а) в начале заполнения б) после заполнения

Американские исследователи впервые увидели тонковкрапленное золото и определили, что это золото присутствует в значительных количествах в виде дискретных наночастиц (~ 5 - 10 нм) в богатых пиритом рудах из месторождения Крикера в триаде Карлинского золоторудного поля, в штате Невада (рис.16). В так называемом мышьяковистом пирите выяснилось, что мышьяк в основном концентрируется на периферии пиритовых частиц образуя «обруч» толщиной 1÷20 микрон. Содержание золота в таких «обручах» достигает 8% т.е. 80 кг/т.

Если ранее можно было увидеть на атомном уровне наночастицы золота, полученные только искусственным путем, то американские исследователи получили изображения природных наночастиц с атомным разрешением (рис.17).

Как видно, природное нанозолото мало, чем отличается от искусственного.

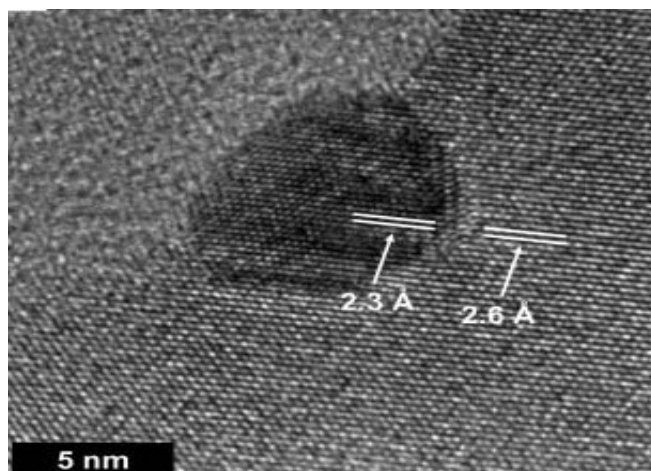


Рис.17. Изображение природной наночастицы золота в пиритной матрице. Можно определить, что размер наночастицы золота составляет примерно 10 нм

Поведение природного нанозолота при нагревании

Следующие значительные исследования природного нанозолота были проведены чилийским геологом Мартином Рейчем (M. Reich, University of Chile, Santiago, Chile). В 2005 году он с сотрудниками, почти в том же составе, но без С.Паленика (S.Utsunomiya, S. E. Kesler, L.Wang, R. C. Ewing, U.Becker) провел термические исследования поведения природных наночастиц золота в мышьяковистом пирите Карлинского месторождения [10]. Результаты тоже оказались сенсационными.

Впервые были проведены опыты по тепловому поведению природных наночастиц в атомном масштабе, показывая, что их термическая стабильность зависит от размера частиц и от окружающего минерального вещества. Для опытов взяли природные наночастицы Au (средний диаметр 4 нм), которые содержались в образцах мышьяковистого пирита (рис.18). Данные образцы наблюдали под просвечивающим электронным микроскопом при нагреве до 550 °С. При исследовании выяснилось, что отдельные наночастицы Au расплавляются, причем точка плавления зависит от размера. Было показано, что наночастицы не только расплавляются но и слипаются в более крупные. Это изменение стабильности наночастиц начинается выше 370 °С, устанавливая верхнюю температуру и ограничение размера для наночастиц Au в сульфиде. Эти результаты не только дали новое представление о поведении наночастиц Au и других металлов во время геологических процессов и во время их технологического извлечения из упорных руд, но и предоставить новый инструмент для определения тепловой истории наночастиц геологических материалов.

Для изучения под микроскопом с образцов мышьяковистого пирита взяли тонкий срез и отполировали его. Содержание золота в тонком срезе составило около 8 кг/т. На рис.18. показаны, изображения срезов при различных температурах. При температуре от 25 °С (А) до ~ 390 °С (В), по мнению М. Рейча, более мелкие наночастицы раство-

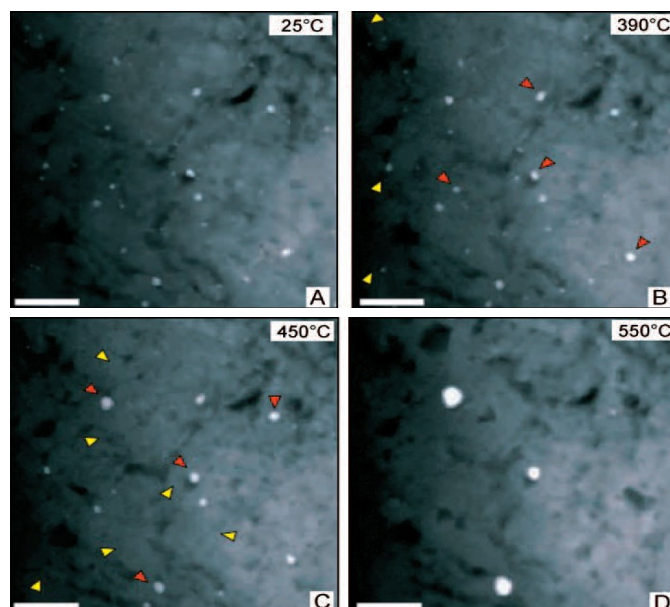


Рис.18. Поведение природных наночастиц золота в мышьяковистом пирите при разных температурах. Размер одной стороны снимка - 100 нм

ряются, а более крупные начинают укрупняться. При 450 °С (С) большие частицы продолжают укрупняться. При 550 °С (D) остались только три частицы размером > 20 нм. Желтые стрелки указывают на мелкие частицы, которые растворились (исчезли) на предыдущем кадре, а красные стрелки показывают частицы, которые увеличились относительно предыдущего температурного шага.

Всего на срезе до начала нагрева было 115 шт. наночастиц со средним размером 4 нм. После нагревания до 550 °С на срезе осталось три наночастицы с размером 35 нм каждая. М. Рейч утверждает, что вес трех больших частичек размером по 35 нм, больше веса первоначальных 115 частичек размеров по 4 нм. Такое несоответствие весов М. Рейч объясняет, наличием в исходном срезе пирита, другой невидимой формы золота – твердых растворов золота.

Однако можно сделать несложные расчеты по весу видимых на снимках наночастиц, которые дают несколько иную картину реальности. Если в начале опыта было 115 наночастиц размеров 4 нм каждая, то нетрудно посчитать, что общий объем этих наночастиц составит = $115 \times 64 = 7360 \text{ нм}^3$ (для простоты расчетов форма наночастиц выбрана в виде куба). Такие же, расчеты для трех крупных наночастиц показывают = $3 \times 42875 = 128625 \text{ нм}^3$. То есть, вес золотых частичек при нагревании увеличился в 17,5 раза или на 1750%. Получается, что золото в основном находится в виде твердого раствора. Другими словами, на рис.18А до нагрева мы видим всего 5,7% от того золота, которое видно на последнем снимке 18D.

Может быть, увеличение веса произошло не за счет твердых растворов, а за счет более мелких наночастиц, которые не видны даже в электронный микроскоп?

Выше было показано, что теоретически могут существовать искусственные наночастицы золота размером в один атом (0,288 нм), а первоначальное ядро искусственной наночастицы составляет около 1 нм. Не исключено, что в природе это тоже возможно. М. Рейч так же сообщает, что крупные наночастицы золота после нагрева, остудили и держали при комнатной температуре 7 дней – размеры частиц (35 нм) не изменились.

На другом рис.19 показана, динамика уменьшения и исчезновения одной из малых наночастиц (4 нм) при нагревании.

Как видно, уменьшение размеров наночастицы начинается при 450 °С (рис.19В) и при 550 °С частица исчезает. М. Рейч утверждает, что частица растворилась в пирите. Но, исходя из снимков, это однозначно сказать нельзя. С такой же вероятностью можно сказать, что частица не растворилась, а улетучилась, испарилась. Основания для такого вывода показаны выше (температура плавления искусственной наночастицы размером 4 нм, согласно графика рис.12, составляет 550÷650 °С.).

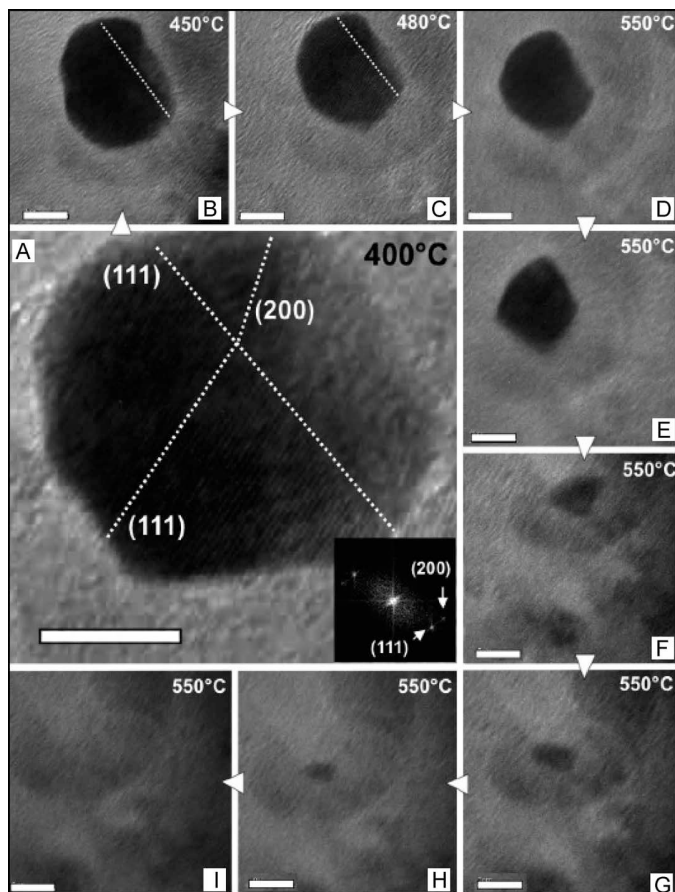


Рис.19. Динамика уменьшения размеров малой наночастицы (4 нм) с изменением температуры. Шкала большого снимка – 5 нм

Следующие очень важные опыты заключались в поведении при нагревании двух наночастиц золота (рис.20).

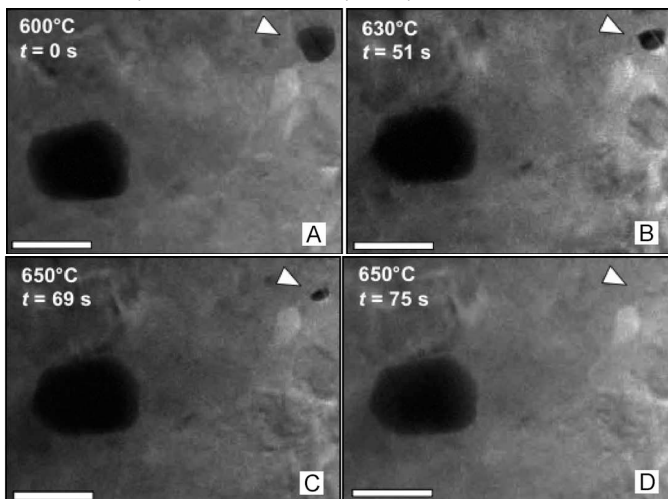


Рис.20. Поведение при нагревании двух наночастиц 25 нм и 50 нм

Здесь М. Рейч тоже утверждает, что малая наночастица с увеличением температуры с 600°C до 650°C растворилась, причем время растворения очень быстрое всего 75 секунд. Малая наночастица растворилась, а большая не изменилась, хотя имея тот же химический состав, большая наночастица тоже должна частично раствориться и уменьшиться в размерах.

Если по предыдущему снимку (рис. 19) можно было только сомневаться в версии растворимости наночастицы, то здесь (рис. 20) говорить о растворимости очень сложно, но версия с улетучиванием наоборот еще больше укрепляется.

Впервые получены реальные снимки поведения природных наночастиц золота. Показано атомное строение природной наночастицы. Хотя, выводы сделанные М. Рейчем, с нашей точки зрения, являются спорными, значение их работ заслуживает большого уважения.

Природное нанозолото связано с микроорганизмами

Другой работой, связанной с изучением природного нанозолота можно назвать научную работу К. Санакулова (Узбекистан), выполненную в конце 90- г. прошлого столетия [11]. Основной задачей научной работы была разработка технологии разрушения (деструкции) различных цианистых комплексов, хвостов золотоизвлекательной фабрики, с помощью бактерий.

Для деструкции цианистых соединений была разработана технология разрушения цианистых комплексов в присутствии бактерии *Pseudomonas fluorescens*.

С помощью этих бактерий, цианистые соединения удалось разрушить полностью, но как часто бывает при исследованиях – возник побочный положительный эффект.

С разрушением цианистых соединений были разрушены не только простые цианистые комплексы, но и цианистые соединения цветных металлов, золота и серебра. При этом выяснилось, что после разрушения химических соединений, тяжелых цветных металлов, золота и серебра восстановились до металлов. Причем все восстановленные частички металлов концентрировались вокруг единичных

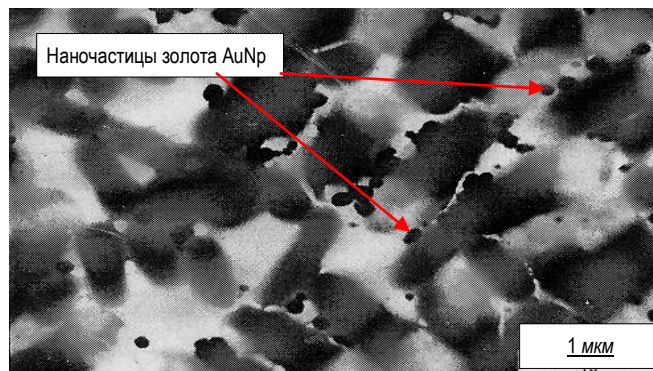


Рис.21. Электронно-микроскопические фотографии клеток *Pseudomonas fluorescens* B-5040 после инкубирования с 0.01 М раствором NaAu(CN)_2 в течение 24 часов [11]

бактерий. Тогда на этот факт особого внимания не обратили, и это рассматривалось как забавное явление. Но сейчас по прошествии стольких лет, может оказаться что именно феномен восстановления золота и серебра из растворов с помощью бактерий, является самым важным результатом данной работы.

На рис. 21 видны, частицы свободного нанозолота, находящиеся вокруг бактерий. Видно, что размеры золотых частиц составляют 10÷20 нм.

Образованные наночастицы золота в основном скапливаются вокруг отдельных бактерий т.е. наблюдается внеклеточный способ коагуляция золотых наночастиц в природе.

При наблюдении за бактериями наблюдалось постепенное скопление твердых частиц вокруг бактерий (рис.22).

Теперь попробуем рассмотреть процесс деструкции цианистых соединений с помощью бактерий, проведенный в те далекие времена,

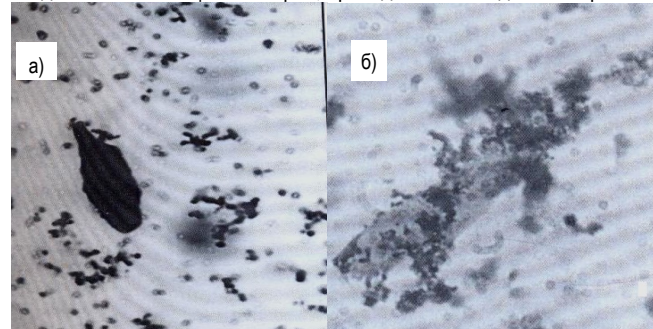


Рис.22. Скопление восстановленных частиц (очевидно частицы золота) вокруг бактерий *Pseudomonas fluorescens* [11]

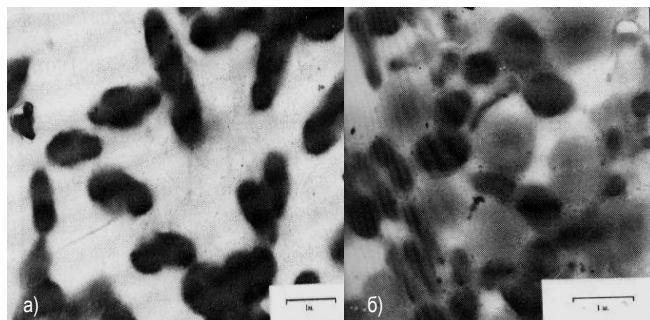


Рис.23. Восстановление кобальта (а) и меди (б) из цианистых растворов с помощью бактерий *Pseudomonas fluorescens* [11]

уже с точки зрения образования металлического золота из этих растворов.

В данном случае, в хвостах золотоизвлекательной фабрики присутствовали различные цианистые соединения, для разрушения которых в хвосты добавлялась культура бактерии *Pseudomonas fluorescens* («P.f»), в числе всех цианистых соединений был и цианистый раствор золота. В течение 12÷24 часов происходило размножение бактерий и разрушение комплексных цианистых соединений. Каждая бактерия имеет поверхностный отрицательный электрический заряд.

При разрушении цианистых соединений могут происходить следующие химические реакции:



Изначально, до воздействия бактерий, золото находится в растворенном виде в отрицательном комплексном ионе $\text{Au}[\text{CN}]_2^-$ (2).

После поступления в золотоцианистый раствор, бактерия *Pseudomonas fluorescens* расщепляет комплексный ион $\text{Au}[\text{CN}]_2^-$ на простые ионы Au^+ и 2CN^- (3).

Но воздействие бактерии на комплексный ион $\text{Au}[\text{CN}]_2^-$ не заканчивается расщеплением на два простых иона Au^+ и 2CN^- .

Бактерия продолжает воздействовать на простой ион 2CN^- и расщепляет его на ионы азота и углерода. С помощью ферментативного воздействия со стороны бактерии, из иона азота образуется аммиак (NH_3), который способствует размножению бактерий. Углерод, образованный при расщеплении комплексного иона так же участвует в размножении бактерий, в результате чего образуется углекислый газ CO_2 (4).

Поверхность бактерии «P.f», будучи отрицательно заряженной, будет взаимодействовать с положительно заряженным ионом золота Au^+ и ферментативно (с участием полисахаридов) восстанавливать золото до свободного состояния на поверхности бактерий (5). Это наглядно видно на рис. 21. Ион натрия, оставшийся от комплексного иона, взаимодействует с водой, образуя щелочь (6).

При разрушении цианистых соединений тяжелых цветных металлов и серебра с помощью бактерий, происходят аналогичные реакции, и тяжелые цветные металлы и серебро тоже осаждаются на поверхности бактерий.

При данных исследованиях, «вокруг клетки были обнаружены темные скопления, напоминающие дендриты серебра» [11]. С большой вероятностью можно сказать, что на рис.23 (взаимодействие цианобактерий с цианидным раствором), обнаружены, наночастицы кобальта (рис. 23,а) и наночастицы меди (рис. 23, б).

Вышеприведенный механизм восстановления золота из растворов с помощью бактерий можно перенести на рудообразовательные процессы. Первоначальный гидротермальный раствор золота смешался с другим раствором, в котором находились цианобактерии. В результате взаимодействия золотых растворов и цианобактерий, сначала произошло восстановление золота на поверхности бактерии т.е, образовались первые наночастицы золота размером $10\div 20\text{нм}$ и меньше. Затем, наночастицы золота стали проникать внутрь бактерии и там агломерироваться. По мере заполнения объема всей бактерии, золотые наночастицы образуют более крупную частицу золота имеющую форму бактерии, сама бактерия отмирает «как лосось при метании икры». Не исключено, что при многократных процессах восстановления золота, с каждым новым поколением бактерий, последние будут вырабатывать генетический селективный механизм восстановления золота. В конечном итоге, можно будет создать новый специальный тип бактерий, которые будут извлекать только золото, а это не что иное, как новая технология.

Таким образом, можно сделать вывод, что необходимо более глубокое изучение свойств и поведения природных наночастиц золота для разработки технологий их извлечения из природных ресурсов, техногенных образований и мирового океана.

Библиографический список:

1. A.Alshammari & etc., «Influence of Single Use and Combination of Reductants on the Size, Morphology and Growth Steps of Gold Nanoparticles in Colloidal Mixture.» *Open Journal of Physical Chemistry*, 2012, 2, pp. 252-261.
2. Шербина М.Е., «Моделирование поведения ансамбля микро- и наночастиц в жидкости под действием импульсов лазерного излучения», Диссертация к.ф.-м.н. Москва.2006. 121 с.
3. <https://ru.wikipedia.org/wiki/Вода>.
4. <https://scientificrussia.ru/articles/kak-vyglyadit-zoloto-na-nanourovne>.
5. Гусев А.И. «Наноматериалы, наноструктуры, нанотехнологии.», Москва, Физматлит, 2007., 416 с.
6. «Microbial Production of Gold Nanoparticles, Mariekie Gericke and Anthony Pinches», Mintek, South Africa, *Gold Bulletin* 2006 • 39/1, pp. 22-27.
7. Eric Torgeman, «Biosynthesis of gold and palladium nanoparticles via bacteria», *University of Oslo*, March 2017, 96 p.
8. C.J. Ehrhard and etc., «An improved method for nanogold in situ hybridization visualized with environmental scanning electron microscopy», *Journal of Microscopy*, Vol. 236, Pt 1 2009, pp. 5–10.
9. C.S. Palenik, S.Utsunomiya, M. Reich, S.E. Kesler, L.Wang, R.C. Ewing, «Invisible» gold revealed: Direct imaging of gold nanoparticles in a Carlin-type deposit», *Department of Geological Sciences, University of Michigan, American Mineralogist*, Volume 89, 2004, pages pp. 1359-1366.
10. M. Reich, S.Utsunomiya, S. E. Kesler, L.Wang, R. C. Ewing, U.Becker. «Thermal behavior of metal nanoparticles in geologic materials.» *J. Geology*, 2006, pp. 1033-1036.
11. К.Санакулов. «Разработка биокolloидной технологии обезвреживания цианидов в хвостовых пульпах золотоизвлекательных фабрик». Диссертация на соискание ученой степени кандидата технических наук. Ташкент .2001 г., С. 56-57.
12. К.Санакулов. «Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства». Ташкент. «Фан», 2009г. -432 с.



РАКИШЕВ БАЯН РАКИШЕВИЧ

Исполняется 85 лет со дня рождения и 65 лет трудовой, научной, педагогической и организационной деятельности действительного члена Национальной академии наук Республики Казахстан, заслуженного деятеля РК, академика Академии горных наук России, международного академика наук и искусства, доктора технических наук, профессора Казахского национального исследовательского технического университета им. К.И.Сатпаева Баяна Ракишевича Ракишева.

Он родился 15 марта 1934 г. После окончания с отличием Казахского горно-металлургического института с 1957 по 1965 г. работал на Коунрадском руднике Балхашского горно-металлургического комбината в должностях начальника смены, цеха и карьера. В 1964 г. без отрыва от производства успешно защитил кандидатскую диссертацию.

В 1965-1976 гг. доцент, в 1977-1987 гг. заведующий кафедрой теоретической механики, в 1988-2015 гг. заведующий кафедрой открытых горных работ, в 1980-1993 гг. научный руководитель проблемной лаборатории новых физических методов разрушения горных пород и отраслевой лаборатории технологии буровзрывных работ КазГПТИ им. В.И. Ленина. С 2016 года по настоящее время он работает профессором кафедры «Горное дело» Казахского национального исследовательского технического университета им. К.И.Сатпаева.

Б.Р. Ракишев в 1967-1974 гг. декан факультета Автоматики и Вычислительной техники, в 1980-1985 гг. – проректор, а в 1985-1992 гг. – ректор Казахского политехнического института им. В.И. Ленина. Он внес большой вклад в дальнейшее развитие института, расширение его материально-технической базы, укрепление связи с производством и наукой. В те годы КазГПТИ им. В.И.Ленина был одним из ведущих высших учебных заведений большой страны.

Баян Ракишевич создал стройную теорию разрушения реального массива горных пород действием взрыва ВВ. Разработал аналитические методы определения расположения зарядов ВВ в массиве, гранулометрического состава взорванной горной массы, затрат энергии ВВ на дробление, перемещение и графо-аналитические методы определения размещения разнородных пород в развале, параметров технологий буровзрывных и экскаваторных работ, обеспечивающих наименьшие количественные и качественные потери. Совместно с учениками создал комплекс программ для автоматизированного определения перечисленных результатов взрыва.

Сформулировал новое аргументированное определение системы открытой разработки полезных ископаемых, принципиально отличающейся от известных, предложил новые классификации систем разработки, технологий и технологических комплексов открытых горных работ. Установил закономерности перемещения горных выработок в карьерном пространстве и изменения объемов вскрытых и готовых к выемке запасов горных пород. Разработал математические модели стабилизации качества многокомпонентной руды для оперативного управления внутрикарьерным усреднением и состоянием минерального сырья на каждом из этапов переработки для выбора наиболее прогрессивных, экономически эффективных технологий его добычи и переработки. Совместно с учениками создал системы автоматизированного управления указанными процессами.

Научными работами, выполненными на высоком теоретическом уровне и оригинальными практическими разработками, получившими признание горной общественности, академик Б. Ракишев внес большой вклад в горную науку и промышленность, создал научную школу в области эффективного разрушения массивов пород и разработки полезных ископаемых в режиме рационального использования недр, подготовил 9 докторов, 30 кандидатов технических наук, 4 доктора PhD, сотни инженеров и магистров.

Академик НАН РК Б. Ракишев является автором более чем 700 научных и учебно-методических работ, в том числе 13 монографий, 6 аналитических обзоров, 13 учебников и учебных пособий, 45 авторских свидетельств и патентов на изобретения, более чем 80 статей в дальнейшем зарубежье.

Б. Р. Ракишев входит в состав редакционного совета «Горный вестник Узбекистана».

За заслуги в области научной, педагогической и организационной деятельности Б.Р. Ракишев награжден орденами «Парасат» (2013 г.) и Трудового Красного Знамени (1986 г.), Почетной грамотой Верховного Совета Казахской ССР (1984 г.), Почетной грамотой Министерства Высшего и среднего специального образования СССР (1984 г.), тремя медалями СССР (1970, 1986, 1990 гг.), двумя медалями РК (2005, 2015 гг.) знаком «Отличник высшего образования СССР» (1984 г.). В 2004 году ему присвоено почетное звание «Қазақстанның еңбек сіңірген қайраткері», он лауреат Республиканской премии им. К.И.Сатпаева (2003 г.).

Баян Ракишевич и сейчас ведет активную научно-исследовательскую и педагогическую деятельность, являясь научным руководителем целевой программы, проектов МОН РК. Регулярно выступает с научными докладами на Международных симпозиумах и конференциях по горному делу в странах дальнего (США, Австралия, Бразилия, Болгария, Италия, Индия, Иран, КНР, Канада, Турция и др.) и ближнего зарубежья, пропагандируя достижения казахстанской горной науки и промышленности. Является членом постоянно действующих оргкомитетов международных научных симпозиумов и научных журналов Казахстана, России, Украины и Узбекистана. Регулярно выступает с интересными статьями в журналах «Доклады НАН РК», «Вестник НАН РК».

Поздравляя с 85-летием Баяна Ракишевича, друзья и коллеги желают ему крепкого здоровья, жизненной энергии и дальнейших творческих успехов!

Руководство ГП «Навоийский горно-металлургический комбинат» и ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», Ташкентский государственный технический университет им. И. Каримова, Навоийский государственный горный институт, ГУП «O'zGEORANGMETLITI», редакция журнала «Горный вестник Узбекистана».

ВЫСТАВКИ И КОНФЕРЕНЦИИ ПО ГОРНОЙ ТЕМАТИКЕ В 2019 ГОДУ

МАРТ	
Торонто, Канада 3-6 марта	PDAC 2019: The World's Premier Mineral Exploration & Mining Convention Международная выставка-конференция Ассоциации горняков и старателей Канады, посвященная вопросам разведки и добычи
Лагос, Нигерия 6-7 марта	MINING INVESTMENT NIGERIA Конференция по инвестициям в горнодобывающей промышленности
Йоханнесбург, ЮАР 7-8 марта	MININGTECH AFRICA Африканская выставка-конференция по новейшим технологиям и оборудованию добычи и обогащения полезных ископаемых
Сан-Антонио, США 10-14 марта	TMS 2019 148th Annual Meeting & Exhibition Международный научный конгресс и выставка общества специалистов в области добычи минерального сырья и металлов
Алматы, Казахстан 14-15 марта	«Рациональное использование минерального и техногенного сырья в условиях Индустрии 4.0» Международная научно-практическая конференция
Лондон, Великобритания 17-20 марта	LBMA Biennial Assaying and Refining Conference 2019 Конференция Лондонской Ассоциации Рынка Драгоценных Металлов по опробованию и переработке драгоценных металлов
Сидней, Австралия 25-26 марта	FUTURE OF MINING AUSTRALIA 2019 Конференция по вопросам развития горнодобывающей промышленности для руководителей предприятий, компаний по производству оборудования, предоставлению услуг
Сингапур, Сингапур 26-28 марта	MINING INVESTMENT ASIA Конференция, посвященная инвестициям в горнодобывающую отрасль азиатских стран
Ташкент, Узбекистан 27-29 марта	UZMININGEXPO 2019 и MINEX UZBEKISTAN 2019 Международная специализированная выставка «Технологии и оборудование для горнодобывающей промышленности», 2-й Горнопромышленный форум
АПРЕЛЬ	
Гонконг, КНР 1-4 апреля	MINES AND MONEY ASIA Азиатская конференция по инвестициям и привлечению финансов в горнодобывающую отрасль
Алмалык, Узбекистан 5-6 апреля	ПОИСК И ВНЕДРЕНИЕ ИННОВАЦИЙ В ПЕРЕРАБОТКЕ ТЕХНОГЕННЫХ ОТХОДОВ АГМК Международный форум инженеров и учёных
Сантьяго, Чили 3-5 апреля	MINEXCELLENCE 2019 Международный конгресс по горному делу
Норильск, Россия 2-3 апреля	МЕТАЛЛУРГИЯ. ГОРНОЕ ДЕЛО - НОРИЛЬСК 2019 XVIII Специализированная выставка
Потсдам, Германия 2-5 апреля	FESTEM 2019 7-й Международный симпозиум Федерации Европейских Обществ по микроэлементам и минералам и 35-е ежегодное совещание GMS
Окленд, Новая Зеландия 3-5 апреля	PACRIM Conference 2019 Конгресс по вопросам геологии, геофизике, разведке месторождений полезных ископаемых, инвестициям
Буэнос-Айрес, Аргентина 8-9 апреля	MINING INVESTMENT SOUTH AMERICA Конференция, посвященная инвестициям в горнодобывающую отрасль Южной Америки
Мюнхен, Германия 8-14 апреля	BAUMA 2019 Международная выставка машин и оборудования для инженерно-строительных и горных работ
Амстердам, Нидерланды 9-10 апреля	ADC/SPE MANAGED PRESSURE DRILLING & UNDERBALANCED OPERATIONS CONFERENCE & EXHIBITION 2019 Конференция и выставка по бурению под управляемым давлением и по операции при отрицательном дифференциальном давлении

Амстердам, Нидерланды 9-10 апреля	ADC/SPE MANAGED PRESSURE DRILLING & UNDERBALANCED OPERATIONS CONFERENCE & EXHIBITION 2019 Конференция и выставка по бурению под управляемым давлением и по операции при отрицательном дифференциальном давлении
Кито, Эквадор 10-12 апреля	EXPOMINAS ECUADOR 2019 Выставка и конференция по горной промышленности
Улан-Батор, Монголия 10-12 апреля	MONGOLIA MINING EXPO 2019 8-я горнопромышленная выставка
Лима, Перу 11-12 апреля	HIDROMETALURGIA 2019 Международный конгресс по гидро- и электрометаллургии
Сантьяго, Чили 15-16 апреля	MININGTECH SOUTH AMERICA Южноамериканская выставка-конференция по новейшим технологиям и оборудованию добычи и обогащения полезных ископаемых
Анталья, Турция 16-19 апреля	26th International Mining Congress and Exhibition (IMCET 2019) Международный конгресс и выставка по добыче полезных ископаемых
Москва, Россия 23-25 апреля	MININGWORLD RUSSIA – 23-я Международная выставка машин и оборудования для добычи, обогащения и транспортировки полезных ископаемых
Кито, Эквадор 24-26 апреля	EXPOMINAS 2019 Международная выставка и конференция техники для горнодобывающего сектора
Ташкент, Узбекистан 24-26 апреля	EXPO RUSSIA-UZBEKISTAN 2019 2-ая Международная промышленная выставка
Штутгарт, Германия 25-28 апреля	Mineralien, Fossilien, Schmuck 2019 Международная выставка минералов и окаменелостей
Монреаль, Канада 28 апреля – 1 мая	SIM 2019 CANADIAN INSTITUTE OF MINING CONVENTION Съезд канадских производителей горнодобывающего оборудования, инженеров, исследователей, ведущих специалистов и руководителей компаний

МАЙ	
Буэнос-Айрес, Аргентина 7-9 мая	ARMINERA 2019 Международная горнодобывающая выставка
Москва, Россия 14-17 мая	МЕТАЛЛУРГИЯ. РОССИЯ-2019 Международная выставка
Перт, Австралия 18-25 мая	ALTA 2019 Nickel-Cobalt-Copper, Uranium-REE & Gold-PM Conference & Exhibition Выставка-конференция, посвященная добыче никеля, кобальта, меди, урана, золота и других драгоценных металлов
Лима, Перу 20-22 мая	PROEXPLO 2019 11-я Горная выставка и конгресс горняков и старателей
Йоханнесбург, ЮАР 21-23 мая	LOCAL SOUTH AFRICAN MANUFACTURING EXPO 2019 Национальная многоотраслевая выставка
Усть-Каменогорск, Казахстан 22-24 Май	MinTech 24-я Международная выставка оборудования и технологий горнодобывающей, металлургической и энергетической промышленности
Сидней, Австралия 27-29 мая	SDIMI 2019 Международная конференция по устойчивому развитию горнодобывающей промышленности
Хельсинки, Финляндия 27-29 мая	MINES AND TECHNOLOGY EUROPE Европейская выставка-конференция по новым технологиям в добыче: автоматизации, облачным вычислениям, кибер-безопасности, технологического контроля и т.д.

Антофагаста, Чили 27-30 мая	EXPONOR 2019 Выставка горнодобывающего оборудования и технологий
Аккра, Гана 28-29 мая	MINING INVESTMENT WEST AFRICA Конференция, посвященная инвестициям в горнодобывающую отрасль Западной Африки
Пекин, Китай 29-31 мая	China International Mining Expo (CIME) 2019 Международная выставка горнодобывающего оборудования и технологий
Лима, Перу 30-31 мая	CONMINUCIÓN 2019 Международный конгресс по технологиям измельчения полезных ископаемых

ИЮНЬ

Лондон, Великобритания 3-6 июня	EAGE 2019 81-я ежегодная международная конференция и выставка Европейской Ассоциации Гео ученых и Инженеров (EAGE)
Вроцлав, Польша 4-7 июня	APCOM 2019: Mining Goes Digital Конференция по использованию цифровых технологий в горнодобывающей промышленности
Фалмут, Великобритания 11-12 июня	COMPUTATIONAL MODELLING 2019 Конференция по вопросам вычислительного моделирования в горнодобывающей промышленности: разработке моделей и методов моделирования, моделированию эксплуатации оборудования переработки полезных ископаемых, оптимизации циклов и процессов и т.д.
Астана, Казахстан 12-13 Июнь	ASTANA MINING & METALLURGY Международный горно-металлургический Конгресс
Ахен, Германия 13-14 июня	AIMS 2019-2nd International Conference "Mines of the Future" Международная конференция «Рудники будущего»
Лусака, Замбия 13-14 июня	ZIMEC 2019 9-я Выставка и конференция горной и энергетической отрасли
Фалмут, Великобритания 13-14 июня	PHYSICAL SEPARATION 2019 Конференция по технологиям и оборудованию физической сепарации минерального сырья
Франкфурт, Германия 18-19 июня	MINING INVESTMENT EUROPE Конференция, посвященная инвестициям в горнодобывающую отрасль Европы
София, Болгария 18-20 июня	MINEX Europe 2019 4-й Европейский горнопромышленный форум
Дюссельдорф, Германия 23-26 июня	European Metallurgical Conference: EMC 2019 Европейская конференция по металлургии
Алмата, Казахстан 19-21 июня	EXPO RUSSIA-KAZAKHSTAN 2019 9-ая международная промышленная выставка
Караганда, Казахстан 25-27 июня	MINING WEEK KAZAKHSTAN 2019 Международная выставка технологий и оборудования для горно-металлургического комплекса и рационального использования недр
Торонто, Канада 26-27 июня	Mining Investment North America Конференция, посвященная инвестициям в горнодобывающую отрасль Северной Америки

ИЮЛЬ

Найроби, Кения 4-6 июля	Minexpo Africa 2019 Африканская выставка технологий и оборудования добычи и переработки полезных ископаемых
Сан-Луис-Потоси, Мексика 17-19 июля	International Minerals Engineering Congress 2019 Международный конгресс по переработке и обогащению полезных ископаемых
Нью-Дели, Индия 25-26 июля	MINING INVESTMENT INDIA Конференция, посвященная инвестициям в горнодобывающую отрасль Индии

АВГУСТ	
Кейп-Вайнлендс, ЮАР 5-7 августа	HEAVY MINERALS CONFERENCE 2019 Конференция по добыче и переработке тяжелых минералов
Лиссабон, Португалия 15-17 августа	6th International Conference on Mining, Material, and Metallurgical Engineering (MMME '19) Международная конференция по добыче и металлургии
Ванкувер, Канада 18-21 августа	COPPER CU2019 Международная конференция по добыче меди
Ванкувер, Канада 18-21 августа	58th annual Conference of Metallurgists (COM 2019) Ежегодная канадская конференция для металлургов
Сидней, Австралия 27-28 августа	AIMEX 2019 Азиатско-Тихоокеанская международная выставка горного оборудования
СЕНТЯБРЬ	
Лидс, Великобритания 2-4 сентября	European Symposium on Comminution & Classification (ESCC) 2019 Европейский симпозиум по измельчению и классификации полезных ископаемых
Екатеринбург, Россия 3-5 сентября	Conference on Accessory Minerals (CAM-2019) Международная конференция по аксессуарным минералам научный форум, посвященный представлению и продвижению исследований аксессуарных минералов для изучения геологических объектов и процессов
Пекин, Китай 4-7 сентября	BICES 2019 Международная выставка и семинар строительной, горной техники и оборудования
Бангкок, Таиланд 5-7 сентября	INTERMAT ASIAN 2019 Выставка и конференция строительных машин, материалов и горнодобывающих машин
Перт, Австралия 9-10 сентября	MetPlant 2019 Конференция по проектированию и управлению металлургическими предприятиями
Белу-Оризонти, Бразилия 9-10 сентября	ExpoSibram 2019 Международная выставка-конгресс горной промышленности
Габороне, Ботсвана 9-12 сентября	ELECTRA MINING BOTSWANA 2019 4-я международная выставка оборудования, технологий, продукции, услуг для горнодобывающей промышленности
Катовице, Польша 10-13 сентября	FAIR KATOWICE 2019 27-я международная выставка горнодобывающей промышленности, энергетики, металлургии и металлообработки
Прага, Чехия 11-14 сентября	ECMS 2019 9-я Европейская конференция по минералогии и спектроскопии
Перт, Австралия 11-13 сентября	World Gold 2019 Конференция по разведке, геологии, добыче, металлургии, охране окружающей среды и прочим вопросам, связанным с золотом
Москва, Россия 11-13 сентября	IMPC 2019–EXPO. Добыча и переработка минерального сырья. XXIX Международный конгресс по переработке полезных ископаемых
Джакарта, Индонезия 12-14 сентября	M&E 2019 - MINING & ENGINEERING INDONESIA Международная выставка горнодобывающей промышленности
Арекипе, Перу 16-20 сентября	CONVENCIÓN MINERA – PERUMIN Специализированная выставка-ярмарка производители, оборудования, технологий, специалисты горной отрасли.
Арекипа, Перу 16-20 сентября	PERUMIN - CONVENCION MINERA 2019 Международная конференция и выставка в горнопромышленной отрасли

Штутгарт, Германия 17-19 сентября	INTERGEO 2019 25-я ежегодная международная конференция и выставка геодезии, геологической информации и технологий управления земельными ресурсами
Красноярск, Россия * сентябрь	ЦВЕТНЫЕ МЕТАЛЛЫ и МИНЕРАЛЫ 2019 Международный конгресс и выставка
Алматы, Казахстан 18-20 Сентября	MININGWORLD CENTRAL ASIA 2019 Горное оборудование, добыча и обогащение руд и минералов Центрально-Азиатская международная выставка
Джакарта, Индонезия 18-21 сентября	The 19th International Mining & Minerals Recovery Exhibition MINING INDONESIA 2019 Крупнейшая в Азии международная выставка оборудования для добычи, переработки и обогащения полезных ископаемых
Ванкувер, Канада 22-26 сентября	SAG 2019 Конференция по технологии полусамоизмельчения и роллер-прессам
Новосибирск, Россия 25-27 сентября	Майнинг и Металлургия 2019 Выставки-форума
Иркутск, Россия 26-30 сентября	ISM-2019 Конгресс Международного союза маркшейдеров
ОКТАБРЬ	
Торонто, Канада * октябрь	MINES AND TECHNOLOGY TORONTO 2019 Конференция по передовым технологиям в горной промышленности
Челябинск, Россия * октябрь	Эффективность и безопасность горнодобывающей промышленности-2019. 5-й международный форум горнодобывающих предприятий
Янгон, Мьянма * октябрь	MINING MYANMAR 2019 7-я Международная выставка по добыче полезных ископаемых
Турине, Италия 4-6 октября	EUROMINERALEXPO 2019 Международная выставка минералов и природных материалов
Мехико, Мексика 10-11 октября	Mining Investment Central America Конференция, посвященная инвестициям в горнодобывающую отрасль Центральной Америки
Ташкент, Узбекистан * октябрь	ИННОВАЦИЯ-2019 24-я Международная научно-практическая конференция
Навои, Узбекистан * октябрь	INTEGRATED INNOVATIVE DEVELOPMENT OF ZARAFSHAN REGION: ACHIEVEMENTS, CHALLENGES AND PROSPECTS 2-я Международная научно-практическая конференция
Шеньжень, Китай 13-15 октября	LBMA/LPPM 2019 Precious Metals Conference Ежегодная конференция рынка драгоценных металлов Лондонской Ассоциации Рынка Драгоценных Металлов
Маастрихт, Нидерланды 13-15 октября	EURO PM 2019 CONGRESS & EXHIBITION 2019 Конгресс и выставка порошковой металлургии в Европе, организуемый Европейской ассоциацией порошковой металлургии
Франкфурт, Германия 13-15 октября	INTERGEO 2019 25-я ежегодная международная конференция и торговая выставка геодезии, геологической информации и технологий управления земельными ресурсами
Анапа, Россия 21-26 октября	Интеллектуальное месторождение: инновационные технологии от скважины до магистральной трубы Международная конференция
Пермь, Россия 22-25 октября	РУДНИК 2019 Международная выставка технологий, оборудования и спецтехники для добычи и обогащения руд и минералов
Измир, Турция 23-26 октября	MINEX Izmir 2019 Международная выставка полезных ископаемых, природных ресурсов и технологий
Киев, Украина 23-25 октября	MININGWORLD UKRAINE 2019 Международная выставка оборудования, специальной техники и технологий для добычи, обогащения и транспортировки полезных ископаемых

Мельбурне, Австралия 23-25 октября	IMARC 2019 Международная выставка и конференция по финансированию и инвестициям в горную промышленность
Леви, Финляндия 29-31 октября	FEM 2019 12-я Выставка и конгресс по добыче и обработке драгоценных металлов
Пекин, Китай 31 октября-2 ноября	CHINA COAL & MINING EXPO 2019 Международная выставка горной и угольной промышленности

НОЯБРЬ

Ташкент, Узбекистан 5-7 ноября	MININGMETALS UZBEKISTAN 14-я Международная выставка Горное дело, Metallургия и Металлообработка
Найроби, Кения * ноябрь	KENYA MINING FORUM 2019 Ежегодный форум по инвестициям в горнодобывающую промышленность
Киев, Украина 5-7 ноября	MINING INDUSTRY EXPO 2019 Международная специализированная выставка горнодобывающей промышленности
Екатеринбург, Россия 6-9 ноября	Горное дело / UralMining 2019 МАЙНИНГ, 19 выставка технологических решений в горном деле
Калькутта, Индия 6-9 ноября	INTERNATIONAL MINING EXHIBITION IME 2019 8-я Международная выставка и конгресс по горному делу и оборудованию
Кейптаун, ЮАР 11-14 ноября	FLOTATION '19 Южноафриканская конференция по флотации полезных ископаемых
Москва, Россия 12-15 ноября	МеталлургМаш'2019 7-я Международная выставка оборудования и технологий для металлургии и металлообработки (в рамках «Металл-Экспо 2019»)
Мончегорск, Россия 20-21 ноября	«МЕТАЛЛУРГИЯ. ГОРНОЕ ДЕЛО - 2019» Специализированная выставка
Берлин, Германия 22-24 ноября	MINERALIS 2019 Международная выставка минералов, окаменелостей
Найроби, Кения * ноябрь 2019	KENYA MINING FORUM 2019 Ежегодный форум по инвестициям в горнодобывающую промышленность

ДЕКАБРЬ

Токио, Япония 4-6 декабря	METAL JAPAN 2019 - HIGHLY-FUNCTIONAL METAL SHOW (ЧАСТЬ HIGHLY-FUNCTIONAL MATERIAL WEEK) 6-я японская выставка и конференция высокофункциональных металлов: алюминий, медь, титан, магний, драгоценные металлы и сталь, а также технологического оборудования, оборудования для тестирования, анализа, технологий переработки
Гамбург, Германия 6-8 декабря	MINERALIEN HAMBURG 2019 Международная выставка ископаемых и драгоценных камней
Стамбул, Турция * декабрь	MINING TURKEY (MADEN TURKEY) 2019 9-я международная выставка горнодобывающей техники и оборудования, строительной техники

* дата проведения не определена.

Источник: www.infomine.com, www.zolotodb.ru, www.min-eng.com, www.globalminingreview.com, www.mining.onlineexpos.com, www.affinaz.ru, www.expomap.ru, www.mining-media.ru, www.solby.pro

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

Мирсултанов М.М. Обвалообразования возникающие в процессе бурения нефтяных и газовых скважин.....	2
Никитина Ю.Г., Поезжаев И.П., Мырзабек Г.А., Разуваева Т.В. Совершенствование схем вскрытия геотехнологических полигонов для оптимизации затрат на добычу урана.....	6
Санакулов К.С., Курбанов М.А., Аликулов Ш.Ш. Обоснование технологии отработки запасов урановых руд с низконапорными водоносными горизонтами	12
Усманов Р.И. К вопросу добычи полезных ископаемых методом ПВ из слабообводнённых, слабопроницаемых и карбонатных руд.....	17
Кенжаев Х.Т., Сойибов Ф.Ф., Очилова М.Б. Увеличение осаждения золота из продуктивных растворов многорудного рудного штабеля на руднике «ЦКВЗ» путем расширения локально - сорбционных установок.....	21
Аликулов Ш.Ш., Курбанов М.А., Шарафутдинов У.З., Халимов И.У. Исследование гидродинамических параметров при подземном выщелачивании путем физического моделирования	23

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Воробьев А.Е., Воробьев К.А. «Цифровой» керн.....	26
Азизов А.М., Юсупов Р.Г., Фатхуллаев Ш.Д. Перспективы алмазности Чаткало-кураминской зоны и сопредельных территорий, Узбекистан.....	31
Хамроев И.О. Россыпное золото как объект индивидуальной старательской добычи.....	34
Курбанов А.А., Далимов Р.Т., Есенбаев А.Г., Илешов К.М. Петрография даек самостоятельных малых интрузий (СМИ) гушайского комплекса кураминского хребта.....	36
Мусаев А. М., Джуманиязов Д.И. Эйситизация как фактор концентрации РЗЭ в граносиенитах месторождения Урталик Чармитанского рудного поля.....	39

BOYITISH VA METALLURGIYA / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Санакулов К.С., Арустамян А.М. Технологическая классификация медно-молибденовых руд с учетом электрохимического фактора пульпы.....	42
Аскарова Н.М. Изучение формы нахождения сульфидной взвеси в быстроохлажденном термически обработанном шлаке МПЗ Алмалыкского ГМК.....	48
Каримов З.Т., Нурназаров С.И. Синтез и спектроскопическое исследование координационных соединений никеля(II) и меди(II) с основаниями шиффа... ..	50
Хусанов Т. Н. Повышение эффективности управления АО «Узметкомбинат» в сфере заготовки лома и отходов черных металлов.....	52
Хурсанов А.Х., Хасанов А.С., Вохидов Б.Р. Разработка технологии получения аффинированного палладиевого порошка из отработанных электролитов.....	58

Донияров Н.А. Извлечение вредных примесей из фосфоритовых продуктов для получения высококачественных фосфоритовых удобрений.....	61
Санакулов К.С., Петухов О.Ф., Рузиев Б.Т., Шарафутдинов У.З. Анализ золы горючих сланцев месторождения Сангрунтау и возможность их обогащения.....	64
Искандарова М.И., Оразымбетова Г.Ж. Технологические свойства барханного песка Табакумского месторождения республики Каракалпакистан – как сырье для получения портландцементного клинкера.....	67

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Самадов А.У., Бердияров Б.Т. Рух хомашёсини вельцлаш жараёнида “настил” ҳосил бўлиш сабабларининг таҳлили ва олдини олиш чоралари.....	70
Юнусов М.Ю., Бабаев З.К., Рузметова А.Ш. Перспективы разработки новых видов огнеупорных материалов.....	72
Жураев М.А. Несущая способность электромагнитной передачи винт-гайка.....	75
Мухиддинов Б.Ф., Хамроев К.Ш., Махсумов А.Г., Вапоев Х.М., Мажидов Х.Б. Селективный способ получения производного 4-пиперидило-(бутин-2)-ола-1....	77
Холмунинов А.А., Халилов Ш.Э., Матякубов Б.М., Муминов Б.С. Формирование наноматериалов ионогенных полимеров под действием электрических полей.....	80
Умаров Ф.Я., Назаров З.С., Нутфуллоев Г.С., Шарипов Л.О. Повышение эффективности проходки подземных горных выработок использованием шпуровых зарядов с кумулятивным эффектом.....	82
Жонкобилов У.У. Скорость распространения ударного давления в газожидкостном напорном потоке.....	85
Воробьев А.Е., Джимиева Р.Б. Развитие механизмов и условий самовозгорания углепородных отвалов и терриконов.....	88
Кулдашев Л.С. Прогнозирование загрязнения атмосферного воздуха вредно-химическими промышленными выбросами.....	92

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Санакулов К.С., Хван А.Б. Нанозолото и возможности его извлечения (обзор).....	96
Ракишев Баян Ракишевич - 85 лет	103
Выставки и конференции по горной тематике в 2019 году	104

REKLAMA / РЕКЛАМА

На обложке:	
«Normet international LTD»	52
«Мебель на заказ»	
«Epiroc»	58