



Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnaliga
1997 yil Iyul oyida asos solingan bulib jurnal
uch oyda bir marta chiqadi

Ta'isichilar:

Navoiy kon-metallurgiya kombinati Davlat korxonasi,
Navoiy davlat konchilik instituti,
O'zbekiston geotexnologiya va rangli metallurgiya
ilmiy-tadqiqot va kidiruv - loyihalashtirish instituti
«O'ZGEORANGMETLITI»

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir:

Norov Yu.D.

Bosh muharrir o'rinbosarlari:

Nasirov U.F.

Tahririyat kengashi:

Abduraxmonov S.A., Bekmurzayev B.B., B.A.Belin
(Rossiya), Vorobyov A.E. (Rossiya), Gulyamov B.V.,
Isaxodjaev. B.A., Isokov M.U., Madaminov Sn.A.,
Muxiddinov B.F., Popov Ye.L., Raimjanov B.R.,
Rakisnev B.R.(Qozog'iston), Rahimov V.R., Sag-
diyeva M.G., Sanakulov K.S., Sattarov G.S., Snitka
N.P., Turesbekov A.X., Farmanov A.K., Xalikulov
E.X., Snasnenko A.N.(Ukraina),
Yusupxodjayev A.A.

Jurnal O'zbekiston matbuot va axborot
Agentligida 2006 yil 13 dekabr kuni ro'yxatga
olingan bulib, qayd etish guvohnomasi № 0033.
ISSN 2181-7383

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, Janubiy ko'chasi 27a,
Navoiy davlat konchilik instituti
Tel.: 8 (436) 770-20-48, faks: 770-29-32
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi ma'muriy binosi
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225
Faks: 8 (436) 5721015

E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz

Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz

Sayt: <http://www.ngmk.uz>, www.ziyonet.uz

Kompyuter sahifasi:

Hakberdieva Z.T.

Tahliliy guruh:

Hakberdieva Z.T., Shkuraliev S.I., Zairova F.Yu.,
Norov J.A.,

Dizayn:

Ubaydullayev Y.B., Umarov I.A.

**Jurnalning chop etilishi va elektron shaklini
yangilab boruvchi mas'ul:**
Davlatov B.R.

Chop qilindi:

NKMK bosmaxonasida
210100, Navoiy shahri, Janubiy ko'chasi, 25
Tel: 8 (436) 5777556, 5778019

Nashr etishga 30.01.2015 y. imzolandi
A3 formatda

Adadi 550 nusxa

O'zbekiston konchilik habarnomasi 2014

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ**YUBILEYLAR / ЮБИЛЕИ**

Санакулов К.С. Поздравление с 50-летием ГМЗ-1	3
Санакулов К.С. Поздравление с 50-летием ЮРУ	4
Ослоповский С.А. Гидрометаллургическому заводу № 1 50 лет.....	6
Шакаров Я.И. Южное рудоуправление – 50 лет пути.....	17
Базаров У.М. Путь становления «золотого» производства на ГМЗ-1	26
Василенок О.П., Шмакина М.Г., Музафаров А.М. Полувековая инте- грация производства и науки между ГМЗ-1 и ЦНИЛ.....	29
Ослоповский С.А., Тухтаев А.К., Байков В.Н., Ташев М.М. Улучшение экологической обстановки хвостохранилища ГМЗ-1 эффективным методом захоронения полигонов с радиоактивными отходами	34
Худояров Т.У., Нормуротов Р.И., Ташев М.М. Рудоуправление «ГМЗ-1» на службе инновационного развития горного дела и метал- лургии.....	38
Ослоповский С.А., Ткаченко Е.С., Назаров В.Ф., Нормуротов Р.И. Оптимизация режимов гидрометаллургической переработки золото- содержащей руды месторождения Аджибугут на ГМЗ-1.....	42
Назаров В.Ф., Базаров У.М., Нормуротов Р.И. Применение процес- са интенсивного цианирования при переработке золотосодержащих руд в условиях рудоуправления «ГМЗ-1».....	46

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKNOLOGIYA

Санакулов К.С., Эргашев У. А. Исследование методов интенсифи- кации переработки золотосульфидных руд	48
Снитка Н.П., Назаров З.С. Определение радиуса зон трещинооб- разования горного массива взрывами камуфлетного заряда.....	55
Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нуриддинов Ф.А. Моделирование раци- онального направления развития горных работ на проектируемых карьерах Кызылкумского региона.....	57
Дугарцыренов А.В., Ким И.Т., Ким С.И., Камолов Ш.А. Взрывное разрушение сложных массивов с прослоями крепких пород.....	61
Лобах В.М., Бабаев В.К., Бегматов Ж.Н. Физика разрушения про- дуктивного пласта урана взрывом камуфлетного скважинного заря- да.....	64
Петросов Ю.Э., Хайитов У.У., Норов Ж.А. Прочностная характери- стика продуктивного пласта урана в условиях взрывного нагруже- ния.....	66
Бердикулов Л.Т., Лобах В.М., Бегматов Ж.Н., Бабаев В.К., Норов А.Ю. Методика исследования зон трещинообразования продуктивно- го пласта урана взрывами торпедных зарядов.....	69

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Леу С.В., Лузановский А.Г., Лукин С.В. Полувековая горно- картографическая история развития месторождения Мурунтау	71
Садькова Л.Р. Металлогенические факторы медного оруденения в сырдарьинском террейне	76
Жанибеков Б.О., Турапов М.К., Умматов Н.Ф. Тектонофизическое состояние и геодинамика золоторудных проявлений горауминзатау	81

GEOMEXANIKA / GEOMEXANIKA

Шашенко А.Н., Сдвижкова Е.А., Смирнов А.В., Панченко В.В. Со- временные методы геомеханических исследований при ведении гор- ных работ.....	84
--	----

**METALLURGIYA VA BOYITISH /
ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ**

Попов Е.Л., Ахмедов Х., Егорова О.Г., Акчурина Р.Х. Исследова-	
---	--



Научно-технический
и производственный журнал
издается с июля 1997 года

Выходит один раз в три месяца

Учредители:

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

При финансовой поддержке:

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

Главный редактор:

Норов Ю.Д.

Зам. главного редактора:

Насиров У.Ф.

Редакционный совет:

Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Белин В.А.
(Россия), Воробьев А.У. (Россия), Гулямов Б.В.,
Исаходжаев Б.А., Исоков М.У., Мадаминов Ш.А.,
Муриддинов Б.Ф., Попов Е.Л., Раимжанов Б.Р.,
Ракишев Б.Р. (Казахстан), Рахимов В.Р., Сагдиева
М.Г., Санакулов К.С., Саттаров Г.С., Снитка Н.П.,
Турсебеков А.Х., Фарманов А.К., Халикулов Э.Х.,
Шашенко А.Н. (Украина), Юсупходжаев А.А.

Журнал зарегистрирован в Узбекском
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033
от 13 декабря 2006 г.
ISSN 2181-7383 рег. № 01-22/37 S от 09.07.2013 г.

При перепечатке материалов ссылка
на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

210100, г. Навоий, ул. Южная, 27а,
Навоийский государственный горный институт
Тел. 8 (436) 770-20-48, факс 770-29-32
210300, г. Зарафшан, Административный
корпус, Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8 (436) 5770438, 5770354, 5770225
Факс 8 (436) 5721015

E-mail: YuD.Norov@ngmk.uz
Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz

Сайт: <http://www.ngmk.uz>, www.ziyonet.uz

Компьютерная вёрстка:

Хакбердиева З.Т.

Аналитическая группа:

Заирова Ф.Ю., Норов Ж.А., Хакбердиева З.Т.,
Шкуралиев Ш.И.

Дизайн:

Убайдуллаев Ю.Б., Умаров И.А.

**Ответственный за публикацию и обновление
электронной формы журнала:**
Давлатов Б.Р.

Отпечатано:

в типографии НГМК
210100, г. Навои, ул. Южная, 25
Тел. 8 (436) 5777556, 5778019
Подписано в печать 30.01.2015 г.
Формат А3

Тираж 550 экз.
© Горный вестник Узбекистана 2014

ние вещественного состава хвостов Чадакской ЗИФ и технологии их обогащения	87
Абдурахмонов С.А., Курбанов Ш.К., Холикулов Д.Б., Ахтамов Ф.Э., Рахмонов И.Ю. Подготовка сульфидных руд и концентратов к гидрометаллургической переработке методом термоларообработки.....	91
Мишарева М.Е. Исследование влияния реагентов-регуляторов на флотоактивность чистых минералов.....	96
Султонов Б.Э., Намазов Ш.С., Закиров Б.С. Химическое дообогащение мытого обожженного концентрата.....	98

GEOTEХНИКА / GEOTEХНИКА

Мунинов Р.О., Мусурманов Э.Ш. Инновационный привод механизма поворота экскаватора-драглайна	101
--	-----

ELEKTROTЕХНИКА / ELEKTROTЕХНИКА

Мухитдинов Д.П., Кадыров Ё.Б., Саттаров О.У., Бойбутаяев С.Б. Пропорционально - интегрально - дифференцирующие регуляторы в автоматизированных системах управления технологическим процессом.....	103
--	-----

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Мухиддинов Б.Ф., Жуманазаров Р.Б., Вапов Е.Х., Умрзаков А.Т., Жураев Ш.Т. Жидкофазный синтез винилхлорида гидрохлорированием ацетилена.....	110
Ахметов А.А., Воинов С.Н., Атакулов Х.К. К вопросу устранения обволакивания растительных остатков на стойке пассивных рабочих органов.....	112
Абдурахманов Э., Муминова Н.И., Яхшиева З.З., Юнусова З. Разработка и создание автоматических газоанализаторов для экоаналитического мониторинга фтористого водорода.....	116
Муродов Ш.М. Влияние механического воздействия сельскохозяйственной техники на почву	119
Кушаков А.Ж. Зарафшон куйи оқими тупроқлари мелиоратив ҳолатининг антропоген омиллар таъсирида ўзгариши	121
Эшев С.С., Хазратов А.Н., Гайимназаров И.Х. Расчет параметров ветровых волн в больших каналах.....	126

INNOVATSIYALAR / ИННОВАЦИИ

Улашев И.О., Мадаминов Ш.А., Костяев У.У. Экономическая эффективность концепции инновационного развития предприятия горнопромышленного региона.....	126
--	-----

TARIX / ИСТОРИЯ

Қаршиев Р.М., Қурбанов Х.Р. Ҳаёт синовлари ёхуд яна бир инсон тақдири.....	131
---	-----

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Заслуженный деятель науки и техники, академик Академии наук Республики Узбекистан Рахимов Вахоб Рахимович.....	136
--	-----

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «Normet international LTD»
На 3 стр. обложки: «Micromine»
На 4 стр. обложки: «Atlas Copco»



ПОЗДРАВЛЕНИЕ ГЕНЕРАЛЬНОГО ДИРЕКТОРА НГМК К.С. САНАКУЛОВА С 50-ЛЕТИЕМ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОГО ЗАВОДА № 1

**Уважаемые работники
Гидрометаллургического завода № 1
Навийского ГМК!**

От имени многотысячного коллектива НГМК и от себя лично поздравляю вас с 50-летием со дня образования ГМЗ-1!

История вашего предприятия тесно и неразрывно связана с историей Навийского горно-металлургического комбината, поскольку ГМЗ-1 в числе первых вступил в строй промышленных объектов комбината. Ваш завод был построен в условиях практически полного отсутствия опыта создания подобных производств, поэтому неоценима заслуга первопроходцев, которые героическим трудом, энтузиазмом, целеустремленностью добились выполнения поставленной задачи.

Предпринятые за годы независимости серьезные шаги по совершенствованию технического и технологического производства, ускоренному проведению модернизации, вовлечению в переработку золотосодержащих руд месторождений Мурунтау, Зармитан, Каракутан, Марджанбулак и Аджибугут позволили ГМЗ-1 увеличить выпуск золота и закиси-оксида урана.

Специалисты ГМЗ-1 находятся в постоянном поиске современных технологий, в результате чего за последние пятнадцать лет здесь освоены импортозаменяющие технологии по выпуску жидкого стекла, соли, растворов сульфата железа и серноокислого алюминия.

Отрадно, что на заводе сохранены, прошедшие

испытание временем, традиции высокой ответственности за порученное дело, преемственности поколений. Я искренне рад, что большую часть коллектива составляет молодежь – это специалисты новой формации, обладающие творческим мышлением, навыками работы на современном оборудовании. Мощный кадровый потенциал – главное богатство ГМЗ-1.

Приятно отметить, что трудящиеся ГМЗ-1 уделяют пристальное внимание социальным вопросам, санитарному и эстетическому состоянию рабочих мест, благоустройству и озеленению территории.

Наряду с производственной деятельностью работники ГМЗ-1 активно участвуют в спортивных и культурных мероприятиях среди подразделений комбината, ежегодно проводят, ставший уже традиционным, республиканский турнир по мини-футболу среди ветеранов, содержат в образцовом состоянии детский оздоровительный лагерь «Орлёнок».

Сегодня ГМЗ-1 по праву можно назвать многопрофильным подразделением в составе НГМК, которое является полигоном по разработке, внедрению и испытанию прогрессивных технологий для золотоизвлекательного и уранового комплекса.

Дорогие заводчане!

Юбилей вашего предприятия – это праздник созидательного труда, самоотверженности, высокой ответственности и самоотдачи. Уверен, что первый гидрометаллургический завод и впредь останется в ряду передовых предприятий комбината и по-прежнему будет вносить весомый вклад в укрепление экономики нашей Родины.

**Генеральный директор НГМК,
доктор технических наук**

К.С. Санакулов



ПОЗДРАВЛЕНИЕ ГЕНЕРАЛЬНОГО ДИРЕКТОРА НГМК К.С. САНАКУЛОВА С 50-ЛЕТИЕМ ЮЖНОГО РУДОУПРАВЛЕНИЯ

Уважаемые работники Южного рудоуправления!

В эти дни ваш коллектив отмечает 50-летний юбилей и от имени всех трудящихся Навоийского горно-металлургического комбината поздравляю вас с этой знаменательной датой! История рудоуправления, начавшаяся в 1964 году с освоения рудника «Сабирсай», сегодня изобилует уникальными фактами выдающихся производственных достижений, героического труда коллектива, роста промышленной и социальной инфраструктуры. За полвека Южное рудоуправление превратилось в многофункциональное промышленное предприятие, которое разрабатывает месторождения урана и золота на обширной территории Нурабадского, Кошрабадского и Галляаральского районов Самаркандской и Джизакской областей.

Важно то, что за полвека работы в Южном рудоуправлении накоплен богатейший опыт отработки месторождений урана способом подземного выщелачивания, внедрены новые технологии и методы ведения работ, позволяющие обеспечивать запланированные объемы производства при изменении горно-геологических условий залегания рудных тел.

Ещё одним из главных направлений деятельности Южного РУ является вовлечение в разработку зармитанского золоторудного поля, на которое возлагаются большие надежды – оно является для комбината заделом на будущее.

И за счет модернизации технологии, интенсифи-

кации труда золотодобытчиков, разработки новых месторождений коллектив рудоуправления ежегодно увеличивает темпы производства.

За годы независимости, благодаря вниманию и заботе Президента и Правительства Республики, в Южном РУ произведена реконструкция действующих производств, а также строительство новых объектов.

Технопарк оснащён современным горношахтным, внутрикарьерным, экскаваторно-транспортным, металлургическим, буровым, металлообрабатывающим и аналитическим оборудованием отечественного и зарубежного производства.

Кроме того, трудящиеся Южного РУ задействованы в реализации серьёзных проектов и программ, доверенных Правительством нашей страны всему коллективу Навоийского горно-металлургического комбината.

Уверен, что с поставленными задачами ваша команда высококвалифицированных кадров и всесторонне подготовленных руководителей справится. Немаловажно и то, что предприятия Южного РУ являются градообразующими. Находящиеся на балансе рудоуправления города Нурабад, Марджанбулак, посёлок Заркент процветают благодаря вашему вниманию и заботе.

Приятно, что за последние годы в них построены спортивные и культурные сооружения, новые многоквартирные жилые дома, благоустроены улицы, сотни жителей стали членами коллектива Навоийского ГМК.

Дорогие друзья!

Полувековой юбилей – это не только своеобразный итог проделанной за эти годы работы, но и начало нового этапа деятельности с удвоенными силами и знаниями. Тем более, что вера в успех дела, помноженная на высокий профессионализм и полную самоотдачу каждого члена коллектива Южного РУ, позволяет всем нам уверенно смотреть в будущее.

Желаю вам крепкого здоровья, семейного благополучия, неиссякаемой энергии и трудовых успехов, которые являются весомым вкладом в экономику независимого Узбекистана.

Генеральный директор НГМК,
доктор технических наук



К.С. Санакулов



ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ЗАВОДУ № 1 – 50 ЛЕТ

Ослоповский С.А., директор рудоуправления «ГМЗ-1»

Maqolada №1 gidrometallurgiya zavodining qurilishi haqidagi tarixiy ma'lumotlar keltirilgan va u Navoiy kon-metallurgiya kombinati tarkibiga kiruvchi birinchi zavod bo'lib, yaqinda 50-yillik yubileyini nishonlaydi.

Bugungi kunda Navoiy kon-metallurgiya kombinatiga qarashli «GMZ-1» kon boshqarmasi ko'p tarmoqli bo'limlardan tashkil topgan bo'lib, kelajakka ishonch bilan qaraydigan, oltin va uran ajratib olish komplekslariga ega inovacion texnologiyalar asosida ish yuritadi.

Tayanch iboralar: gidrometallurgiya zavodi, Navoiy kon-metallurgiya kombinati, «GMZ-1» kon boshqarmasi, ko'p tarmoqli bo'lim, progressiv texnologiya, oltin va uran ajratish komplekslari, qurilish, tizim, tadbqiq qilish va sinash, inovacion texnologiya, uran ishlab chiqarish, suyuq shisha ishlab chiqarish, sul'fat kislotali alyumin ishlab chiqarish.

The historical data about the construction of the Hydrometallurgical Plant No. 1, which is the first among plants belonging to the structure of Navoi Mining and Metallurgical Combinat, which celebrates its 50th anniversary, are given in the article.

Today Mining Administration "HMP-1" is a multidisciplinary subdivision, as part of NMMC, flat-footed and hopeful about the future, performing the task that is the ground for the development, implementation and testing of advanced technologies for gold extraction and uranium complex.

Key words: Hydrometallurgical Plant, Navoi Mining and Metallurgical Combinat, Mining Administration "HMP-1", a multidisciplinary subdivision, advanced technology, gold extraction and uranium complex, construction, structure, implementation and testing, innovative technology, uranium production, the production of liquid glass, the production of aluminium sulphate.



50 лет исполняется гидрометаллургическому заводу № 1 Навоийского горно-металлургического комбината!

Гидрометаллургический завод № 1 – самый первый среди заводов, входящих в структуру Навоийского горно-металлургического комбината (рис. 1).

Оглядываясь в прошлое и перелистывая страницы истории, с гордостью можно сказать, что наш завод построен в условиях практически полного отсутствия опыта создания подобных производств, так как в то время ни в отечественной, ни в зарубежной практике не было аналогов технологических схем для переработки урановых руд такого содержания и промышленного производства в больших объемах переработки. Как вехи начала большого пути, остались в памя-

ти первопроходцев строительство опытного цеха №1 и ЦНИЛ для отработки полного цикла новой технологической схемы и использование ее результатов в проектировании и строительстве гидрометаллургического завода № 1.

4 декабря 1964 г. – торжественный пуск первой стержневой мельницы, день, ставший официальной датой рождения завода – первенца гидрометаллургии НГМК. К концу тридцатых годов сначала в Европе, а затем и в США резко возрос интерес к строению атомного ядра и возможностям его преобразования. Вследствие этого уран приобрел значение стратегического сырья.

В сентябре 1945 г. в Среднюю Азию прибывает комиссия для оценки существующих и поиска новых

месторождений урана, а также для организации горных работ по добыче урановой руды. Комиссию возглавлял П.Я. Антропов – первый заместитель начальника первого главного управления в 1945-1949 гг.

В 1952 г. геологической разведкой в Центральных Кызылкумах выявлено Учкудукское месторождение урана. Данные разведки позволили начать работы по освоению месторождения. Разработка технологической схемы была поручена отраслевому научно-исследовательскому институту (НИИ-10), а проектирование – государственному специализированному проектному институту (ГСПИ-14).

20 февраля 1958 г. вышло постановление правительства о строительстве в период 1958–1964 гг. на базе месторождения Учкудук горно-химического комбината (ныне государственное предприятие «Навоийский горно-металлургический комбинат») и перерабатывающего химического завода (ныне гидрометаллургический завод № 1), первыми этапами строительства которого были Центральная научно-исследовательская лаборатория и опытный цех № 1.

Проведенными в 1958-1959 гг. в НИИ-10 исследованиями было установлено, что в технологическом отношении руды месторождения Учкудук являются уникальными по своим физико-химическим свойствам. Они обладают рядом особенностей, предопределяющих нестандартность технологической схемы переработки руд данного месторождения.

На основе вышеизложенного был сделан вывод, что известные к этому времени схемы обогащения урановых руд и их аппаратное оформление совершенно неприемлемы для данного месторождения.

Стало ясно – надо искать какие-то новые, нестандартные решения, как в области создания технологической схемы, так и аппаратного оформления будущего завода.

Ввиду новизны и уникальности технологической схемы, необходимости создания новых нестандартных видов оборудования, принято решение о строительстве совместно с заводом опытного цеха.

Местом строительства гидрометаллургического завода был выбран район железнодорожной станции Кермине (будущий г. Навои) Бухарской области, что было определено следующими соображениями: близостью реки Заравшан, а, следовательно, возможностью в дальнейшем строительства энергетической базы для всего, вновь строящегося промышленного комплекса; наличие железной дороги; центральным расположением завода по отношению к рудным месторождениям Учкудук (300 km), Сабыр-Сай (140 km). Все это создавало благоприятные условия как для строительства завода, так и других крупных промышленных объектов нового города Навои.

Начало строительства опытно-промышленного цеха и завода

Работу цеха № 1 – цеха полупромышленных работ, трудно переоценить. Начиная с 1961 по 1972 г. здесь были отработаны технологические схемы для



Рис. 1. Гидрометаллургический завод № 1

ГМЗ-1 и ГМЗ-2, а в годы независимости отработаны схемы технологий получения золота для ГМЗ-3 и ГМЗ-4 (рис. 2).

Местом строительства опытного цеха была определена промплощадка завода. Строительство опытного цеха было начато в 1960 г. Одновременно шло комплектование кадров. В основном это были уже опытные работники родственных предприятий (Табосар, Майли-Сай и др.), мощности которых к этому времени сокращались.

Первыми руководителями опытного цеха были назначены: Симаков Ростислав Витальевич – начальник цеха, Лебедев Евгений Дмитриевич – технолог цеха, начальники смен: Антонов Владлен Алексеевич, Костылев Геннадий Семенович, Кузнецов Сергей Петрович, Новоселов Арсений Иванович, отделение хвостохранилища возглавил Половинко Виктор Алексеевич.

Незадолго до пуска цеха в эксплуатацию, директор комбината Зарапетян Зараб Петросович собрал на совещание в кабинете начальника цеха весь инженерно-технический персонал. Каждый из присутствующих рассказал о себе, о своем производственном опыте. Зараб Петросович определил задачи коллективу на ближайшее время.

В период строительства весь коллектив цеха при-

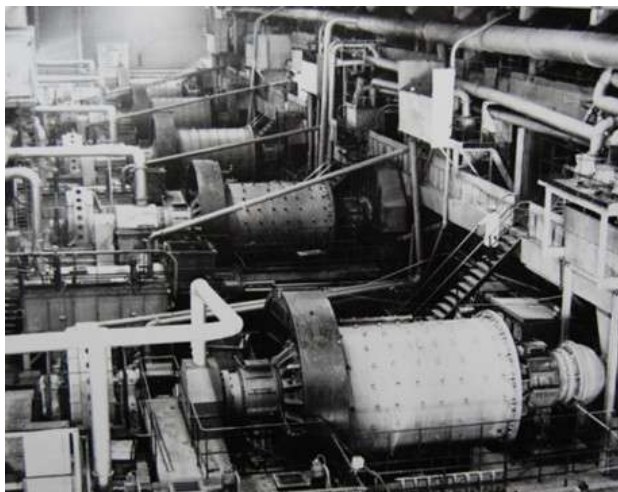


Рис. 2. Стержневые мельницы отделения измельчения



Рис. 3. Реэкстракционная колонна для получения солей АУТК

нимал самое активное участие в выполнении строительно-монтажных работ. Одновременно по два часа в день начальники смен проводили теоретические занятия по технологии со своим персоналом. Участие в строительно-монтажных работах военных строителей значительно ускорило окончание работ, повышало их качество, позволило провести ревизию всего монтируемого оборудования.

Одновременно с проведением в опытном цехе научно-исследовательских работ с января 1962 г. шло интенсивное строительство ГМЗ-1.

Велось комплектование кадров завода инженерно-техническим персоналом и рабочими.

Директором завода был назначен Витковский Сергей Николаевич, главным инженером – Лебедев Евгений Дмитриевич. Первыми главными специали-



Рис. 4. Монтаж пачуков сорбционного выщелачивания

стами были назначены: Гаркин Анатолий Александрович – главным механиком, Симаков Леонид Степанович – главным энергетиком, Ефимов Владимир Васильевич – начальником участка КИПиА.

В опытном цехе был подготовлен основной костяк квалифицированных кадров, обеспечивших в дальнейшем успешный пуск завода.

С начала 1964 г. опытному цеху был установлен план по переработке руды. Цех начал выпускать плановую готовую продукцию – кристаллы аммонийуранилтрикарбоната (рис. 3). Параллельно шло уточнение отдельных технологических параметров.

Как указывалось выше, незадолго до пуска завода опытный цех был остановлен, весь его коллектив влился в коллектив завода и вместе с ним принял самое активное участие в окончании строительно-монтажных работ. Аппаратчики в основном занимались строительными работами. Механическая служба активно участвовала в ревизии и монтаже поступающего оборудования; энергослужба производила монтаж подстанций, прокладывала кабельные троссы и т.д. Шла напряженная работа по завершению строительства. С 4 по 27 декабря 1964 г. коллектив завода провел комплексное опробование всей технологической схемы.

29 декабря 1964 г. председатель государственной комиссии, первый директор комбината Зараб Петросович Зарапетян подписал акт приемки в эксплуатацию первой очереди завода (монтаж был закончен только на одной из двух запроектированных цепочек пачуков (рис. 4) и регенерационных колонн), а 30 декабря 1964 г. завод приступил к выполнению государственного плана.

С февраля 1966 г. по апрель 1969 г. в опытном цехе отработывалась технологическая схема переработки окисленных золотосодержащих руд месторождения Мурунтау. После окончания опытно-исследовательских работ весь новый коллектив опытного цеха влился в коллектив ГМЗ-2 и вместе с ним осуществлял успешный пуск этого завода.

И вот комбинат получил с завода первую продукцию, всего через шесть лет после принятия постановления о начале строительства. Завод был построен в течение двух лет.

Хотя это и не относится непосредственно к истории завода, но все же следует напомнить, что в 1958 г., в год принятия Постановления, на месторождении Учкудук была почти безжизненная песчаная пустыня, не было до г. Навои ни автомобильной, ни железной дороги, не было Навоийской ГРЭС (электроэнергию город получал от энергопоезда). Не было и строительной организации, способной выполнить такой колоссальный объем работ. Все это было создано, начиная с 1958 г., на «пустом месте».

Освоение технологии извлечения золота из руд месторождения Мурунтау

В связи с сокращением рудной базы уранового производства, завод с 1985 г. начал переработку рас-



Рис. 5. Мельницы МШЦ - 32х45

творов химического концентрата солей урана – продукции цехов подземного выщелачивания геотехнологических рудников НГМК, не прекращая традиционного способа получения уранового концентрата – из руд при помощи сорбционного выщелачивания, но при этом на ГМЗ-1 стали высвобождаются производственные площади и оборудование. Коллектив завода приступил к конверсии производства: были выполнены исследования по извлечению рения из растворов экстракционного передела, по переработке и извлечению золота из забалансовых золотосодержащих руд месторождения Мурунтау и других месторождений.

В этом же 1985 г. была смонтирована схема для переработки урановых руд месторождения Сугралы, которая предусматривала измельчение руды в мельнице (рис. 5). Однако, в связи с конверсией необходимость в данной схеме отпала и в январе 1990 г. руководством комбината была принята программа по реконструкции завода для переработки забалансовых золотосодержащих руд месторождения Мурунтау на базе уже смонтированной мельницы и сгустителя (рис. 6).

После приобретения независимости Республики Узбекистан, завод, как и весь Навоийский горно-металлургический комбинат, оказался в сложных условиях. Нарушились экономические связи между предприятиями, благодаря которым комбинат и завод получали комплектующие оборудования и материалы. Стоял вопрос о закрытии завода. Необходимо было в этих условиях выжить, поэтому руководство комбината, при участии специалистов завода, срочно определило пути его дальнейшего развития.

При принятии решения о запуске «золотой цепочки» на ГМЗ-1 специалистами НГМК и ГМЗ-1 прорабатывался вопрос целесообразности данного решения ввиду опасности и высокой себестоимости готовой продукции, обусловленной низким исходным содержанием золота в руде, высокими расходами на ее транспортировку (200 км) и транспортировку готовой продукции (те же 200 км), а также затратами на обезвреживание пульпы. Опасность заключалась в



Рис. 6. Сгуститель Ц-50

том, что «золотая цепочка» была смонтирована на предприятии, где одним из основных химических реагентов является серная кислота. Исследование показало, что имеется не менее десятка вариантов непроизвольного смешивания цианистых и сернокислых пульп, что приводит к выделению страшнейшего яда – паров синильной кислоты. После всестороннего анализа было принято решение о запуске «золотой цепочки». Схема включала: одностадийное измельчение в мельнице ММС-70х23 с классификатором 2КСП-24 (рис. 7), гравитационное извлечение свободных частиц золота на отсадочных машинах ОПМ-22 и концентрационных столах СКО-1-7,5, доизвлечение золота методом сорбционного цианирования с использованием ионообменной смолы типа АМ-2Б. Конечными продуктами являлись: золотосодержащий гравииоконцентрат и насыщенная золотом ионообменная смола.

Технологическая схема и схема цепи аппаратов являлись аналогами схем золотоизвлекательного завода в г. Зарафшане (ГМЗ-2). Отличием являлось только то, что на «золотой цепочке» ГМЗ-1 предусматривалось обезвреживание сбросной пульпы гипохлоритом натрия. 19 апреля 1993 г. был осуществлен пробный запуск схемы по переработке забалансо-



Рис. 7. Спиральный классификатор 2КСП-24

вых золотосодержащих руд месторождения Мурунтау. Благодаря высокой квалификации специалистов и обслуживающего персонала запуск «золотой цепочки» прошел без каких-либо серьезных неполадок.

К 1994 г. завод перерабатывал руду и продукты подземного выщелачивания. Практика этих способов добычи урана показала, что подземное выщелачивание экономичнее добычи руды, поэтому было принято решение о прекращении эксплуатации шахт и карьеров по добыче урановой руды в НГМК. В 1994 г. завод полностью перешёл на переработку продуктов подземного выщелачивания урана. Изменение исходного продукта переработки привело к упрощению технологической схемы и в итоге, к снижению себестоимости готовой продукции, что положительно сказалось на экономическом положении завода и комбината в целом.

В результате этих изменений высвободилось оборудование измельчения руды, сорбционного цианирования, а также возникла проблема в дополнительной рабочей силе. В этих условиях руководство комбината решило на базе имеющихся производственных площадей измельчающего и сорбционного оборудования, внедрить технологию переработки бедных (забалансовых) золотосодержащих руд месторождения Мурунтау. Основой для новой схемы послужило оборудование, ранее предназначенное для переработки руд месторождения Сугралы. В 1995 г. введена в эксплуатацию мельница доизмельчения М-1 (МШЦ 32х45), что увеличило выпуск золота на 25%.

После решения проблем, связанных с реконструкцией уранового производства, на первый план вышли вопросы поставок реагентов, производящихся вне республики.

В 1995 г. гидromеталлургическому заводу № 1 руководством НГМК была поставлена задача внедрения технологии производства жидкого стекла, необходимого для литейного производства ПО «НМЗ».

В течение 1995-1997 гг. на базе производственных площадей корпуса классификации, освободившегося в результате реконструкции уранового производства, была смонтирована и сдана в эксплуатацию установка по производству жидкого натриевого стекла.

В 1997-1998 гг. шло наращивание мощностей по увеличению переработки золотосодержащей руды путем ввода в эксплуатацию доизмельчающего оборудования в главном корпусе цеха № 2.

В 1999 г. был запущен в работу блок мельницы М-2 (МШЦ 32х45), что позволило поднять часовую производительность измельчающего оборудования с 60 t/h (по проекту) до 90 – 95 t/h.

В том же году, в цехе № 1 были введены в эксплуатацию опытно-промышленные установки по производству сернокислого алюминия и железного купороса, применяемые Объединенной энергослужбой НГМК для водоочистки. А раствор железного купороса стал применяться на заводе для обезвреживания

цианидов хвостовой пульпы при переработке золотосодержащих руд.

Обезвреживание цианидов раствором сульфата железа дало положительный результат, который предопределил возможность применения магнитной фракции ГМЗ-2 для его получения.

Все это позволило обеспечить город и промышленные предприятия чистой водой, а также улучшить состояние атмосферы и качество грунтовых вод.

После небольшой модернизации в 1999 г. была запущена в эксплуатацию установка по получению формовочного песка из отходов литейного производства ПО «НМЗ», задача которой состояла в том, чтобы возвращать восстановленный песок в литейное производство.

В 2000 г. на базе установки для регенерации отходов литейного производства было налажено производство фильтровального песка для фильтровальных установок водоочистки ОЭС НГМК, который ранее завозился из России.

В 2002 г. в переработку золотосодержащих руд были вовлечены новые руды месторождений Зармитан, Каракутан и Марджанбулак. Переработка этих руд осуществлялась совместно с рудой Мурунтау.

В 2004 г. началось опытное освоение технологии биоокисления сульфидного флотоконцентрата месторождения Кокпатас Северного рудоуправления. По приказу руководства НГМК специалистами ГМЗ-1 и ЦНИЛ разработана технологическая схема и аппаратное оформление опытной установки биоокисления сульфидного флотоконцентрата, результаты данных исследований оказались впоследствии очень важны при запуске в работу схемы биоокисления на ГМЗ-3 Северного рудоуправления.

В 2007 г. началась реконструкция уранового производства для увеличения выпуска продукта, согласно Инвестиционному проекту «Реконструкция и расширение ГМЗ-1 с увеличением выпуска урана».

В 2008 г. была введена в эксплуатацию мельница доизмельчения М-3, что позволило увеличить переработку золотосодержащей руды на 25%.

С 2009 г. ГМЗ-1 начинает переработку руды месторождения Аджибугут Северного рудоуправления. Минеральный и химический состав представленного сырья создавал определённые трудности в его переработке на существующей технологической цепочке. Это и вопросы сгущения и измельчения легких глинистых руд, но после проведения реконструкции золотого производства, в целях увеличения переработки сырья и выпуска золота в полуфабрикате, коллектив завода не только решил вопрос с переработкой сырья, но и без наращивания мощностей оборудования увеличил объёмы по переработке руды и выпуску золота, что предопределило рентабельность золотого производства ГМЗ-1.

В 2010 г. интенсивно идет реализация важных проектов капитального строительства – «Реконструкция и расширение ГМЗ-1 с увеличением

выпуска урана» и «Строительство и реконструкция ГМЗ-1 для увеличения переработки золотосодержащих руд». Реконструкция уранового производства, начатая в 2007 г. по инициативе руководства комбината и Кабинета Министров Республики Узбекистан, позволила в сжатые сроки с 2008 по 2010 гг. заменить старое, изношенное оборудование на новое (рис. 8), смонтировать современные приборы АСУТП и КИП. Это в конечном итоге стабильно обеспечило увеличение выпуска закиси-оксида урана на 30%.

В этом же году реализован проект и реконструкция опытно-промышленной установки по переработке магнитной фракции с монтажом третьего реактора, нутч-фильтра и охладителя, позволившего увеличить на 30% выпуск железного купороса технического для нужд подразделений НГМК.

В 2010 г. в хвостохранилище ГМЗ-1 на карте № 8 начаты опытные работы по созданию противотрадиционного экрана.

Реализация проекта в 2011 г. по реконструкции золотоизвлекательного производства с монтажом различного нового оборудования дало возможность увеличить переработку золотосодержащей руды в 1,2 раза, а выпуск золота в полуфабрикате – почти в 1,2-1,3 раза.

В 2011 г. внедрена исследовательская работа по возврату экстрагентов в технологический процесс из взвесей, образующихся в процессе получения закиси-оксида урана.

В апреле 2012 г. в жизни ГМЗ-1 произошло важное событие – образовано рудоуправление «ГМЗ-1» на базе завода, рудника и автогаража «Каракутан». Цель создания нового рудоуправления – упорядочение и оптимизация работы рудника и автогаража «Каракутан», внедрение передовых методов организации труда ГМЗ-1 на руднике и автогараже, повышение эффективности горно-добычных работ для дальнейшей стабилизации переработки руды и выпуска золота в полуфабрикате.

В том же году рудоуправлением реализованы важные проекты по капитальному строительству, такие как «Реконструкция I и II стадий измельчения для повышения переработки золотосодержащих руд», «Расширение опытно-промышленной установки по получению раствора сульфата железа», которые позволили значительно увеличить производственные показатели завода. Также начаты работы по реконструкции хвостохранилища с одновременной его экологической реабилитацией.

С целью дальнейшего увеличения производительности по переработке золото-содержащей руды в ноябре месяце 2012 г. временно переоборудован участок по переработке кварцевого песка для нужд водоочистки и по регенерации отходов литейного производства (мельница М-6 марки МШЦ 32×31) для переработки золотосодержащих руд, поступающих на завод, в связи с чем была изменена технологическая схема переработки



Рис. 8. Цех по производству закиси-оксида урана

золотосодержащих руд. Вовлечение в переработку золотосодержащей руды мельницы МШЦ 32×31 (рис. 9) позволило увеличить производительность по переработке руды до 185 t/h (т.е. на 6-7%), что увеличило выпуск золота в полуфабрикате.

Технологическим цехом № 1, являющимся по своей сути опытным, проведены работы по разработке и обкатке новых технологий с применением принципиально нового оборудования. Так, в 2012 г. на базе технологического цеха № 1 смонтирована установка ВЮХ траншейного типа, с использованием которой проведен процесс биоокисления сульфидного гравииоконцентрата месторождения Марджанбулак. Также для отработки технологии переработки упорных руд на опытно-промышленном участке цеха № 1 смонтирована установка обжиговой печи.



Рис. 9. Мельница МШЦ 32x31 с классификатором 1КСР-24



Рис. 10. Пачуки сорбции

С 2012 г. возобновлен геотехнический контроль за укладкой противорадиационного экрана на картах хвостохранилища РУ «ГМЗ-1». Целью настоящей работы является реализация геотехнического, технологического и геодезического контролей сооружения противорадиационного экрана на хвостохранилище ГМЗ-1.

В настоящее время совместно со специалистами института «O'zGEORANGMETLITI» ведется научно-прикладная работа по проведению опытно-экспериментальных работ по намыву противотрадиационного экрана на участке 8-1 (30 Га) карты 8 хвостохранилища ГМЗ-1. Целью данной работы является снижение воздействия хвостохранилища на окружающую среду и обеспечение экологической эксплуатации хвостохранилища.

В 2013 г. также в технологическом цехе № 1 проведены технологические испытания по флотационному обогащению золотосодержащих сульфидных руд месторождений Марджанбулак и Каракутан с применением переоборудованного пачука сорбции под аппарат колонной флотации. Переоборудованная флотационная машина колонного типа внедрена в технологическую схему переработки сульфидного сырья в МЗИЦ ЮРУ НГМК.

В 2013 г. на руднике Каракутан завершена отра-

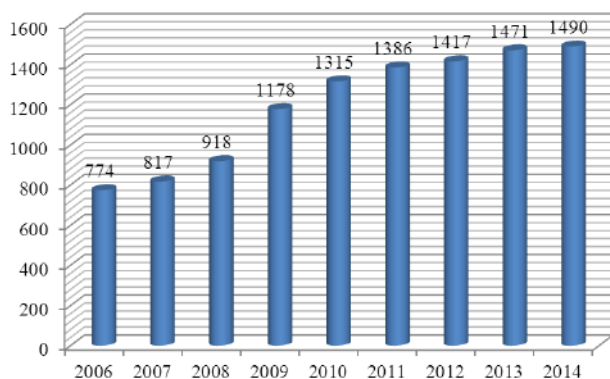


Рис. 11. Динамика переработки золотосодержащих руд на ГМЗ-1

ботка карьеров № 11, № 37 и № 45, введены в эксплуатацию карьер 29 (расширение) и карьер Ташкан, построена дамба для предотвращения объектов рудника Каракутан от воздействия селей и паводков.

В ходе выполнения мероприятий по повышению темпов добычи и поставки золотосодержащего сырья на ГМЗ-1, рудник Каракутан вдвое увеличил поставку сырья.

В 2014 г. вследствие увеличения поступления на завод упорного золотосодержащего сырья в технологическом цехе № 1 проведены полупромышленные испытания по разработке технологии переработки смешанных и сульфидных золотосодержащих руд интенсивным сорбционным выщелачиванием концентрата отсадочных машин.

В мае 2014 г. завершены пуско-наладочные работы по внедрению схемы интенсивного цианирования золотосодержащих концентратов отсадочных машин, что позволило увеличить коэффициент извлечения золота в перерабатываемой руде на 6,7-7,0%, соответственно, и выпуск золота в полуфабрикате – на 1,8-2,0%.

В настоящее время с целью увеличения извлечения золота из сырья специалистами завода внедрена 4-ая цепочка сорбции (рис. 10), что позволит дополнительно увеличить выпуск золота в полуфабрикате.

Также в текущем году введен в эксплуатацию карьер по рудному телу № 8 рудника Каракутан, внедрена информационная система «Контроль ГСМ» на всех автосамосвалах марки БелАЗ, рудовозах MAN, на топливозаправщиках автогаража № 8 смонтированы современные GPS-трекеры «Teltonika». На диаграмме (рис. 11) приведена динамика переработки золотосодержащих руд на ГМЗ-1.

Важной сферой деятельности РУ «ГМЗ-1» является модернизация оборудования и разработка инновационных решений и проектов. За счет наращивания объемов производства, модернизации оборудования в рудоуправлении обеспечивается выполнение мероприятий по снижению себестоимости продукции и внедрению новых разработок в производство, что позволяет использовать средства от экономии на необходимые нужды рудоуправления.

За годы независимости Республики выявлен рост выпуска закиси-окиси урана более чем в 5,14 раза. На сегодняшний день, в сравнении с 1994 годом, переработка золотосодержащей руды увеличилась в 3 раза, выпуск золота в полуфабрикате – в 5 раз (рис. 12).

Ярким примером и несомненной заслугой коллектива является высокое качество выпускаемой продукции – закиси-окиси урана, соответствующей мировым стандартам. Конкуренентоспособность продукции, надежность ее поставок позволили предприятию за годы независимости Узбекистана выйти на мировой урановый рынок и подняться на сегодняшний день с пятого на третье место в мире по производству урана.

Нашему коллективу всегда был присущ постоянный поиск новых технологий, совершенствование

технологических процессов, внедрение новых производств и выпуск новых видов продукции, ранее не производившейся на заводе. Примером могут служить введенные в эксплуатацию новые производства по переработке магнитной фракции ГМЗ-2 с получением золотосодержащего кека, соли и раствора железного купороса, производство жидкого стекла, сульфата алюминия и др. Освоение новых производств позволило комбинату сэкономить валютные средства, на которые ранее закупалась эта продукция за рубежом.

Производство жидкого стекла

По завершении переработки уранового сырья на высвободившихся производственных площадях после проведения реконструкции 17 января 1997 года для нужд литейного производства ПО «НМЗ» НГМК запущен в работу участок производства натриевого жидкого стекла по новой технологии – путём прямого синтеза из кварцевого песка и щелочного раствора. Технология производства жидкого стекла была закуплена комбинатом у Невского завода (г. Санкт-Петербург). Специалисты ГМЗ-1 прошли стажировку на этом заводе.

Основные работы по монтажу оборудования выполнены собственными силами – ремонтно-механическим цехом во главе с начальником цеха С. Белкиным. С вводом этого участка отпала необходимость импорта силикатной глыбы, из которой ранее жидкое стекло производилось в цехе № 1 ГМЗ-1, и валютные средства могли быть направлены на другие нужды.

Существуют два способа производства жидкого стекла: дуплекс-процесс и прямой синтез. Первый из них наиболее распространён, так как использует относительно недорогое сырьё: соду и кварцевый песок. Однако полнейшая разбалансированность хозяйства, отсутствие сырьевых и топливных ресурсов привели к резкому сокращению производства жидкого стекла дуплекс-способом. Несмотря на отлаженность процесса и возможность использования недорогого сырья этот способ обладает рядом существенных недостатков, таких как высокая энергоёмкость процесса, связанная с необходимостью нагрева исходных материалов при получении силикатной глыбы, наличие двух стадий производства, длительность и трудоёмкость процесса, значительные капитальные и эксплуатационные затраты.

В 50-60 гг. жидкое стекло поставлялось потребителю в значительной степени в виде готового продукта. Однако резкий рост потребления жидкого стекла и более жесткие требования к его свойствам привели к тому, что значительная часть жидкого стекла, вырабатываемого в СНГ, производится двухступенчато: стекольные заводы строительной промышленности поставляют потребителям силикатную глыбу, а последнее на специально организованных участках разваривают в автоклавах, получая жидкое стекло.

В 1992 г. фирмой «Вассерглас» проведены иссле-

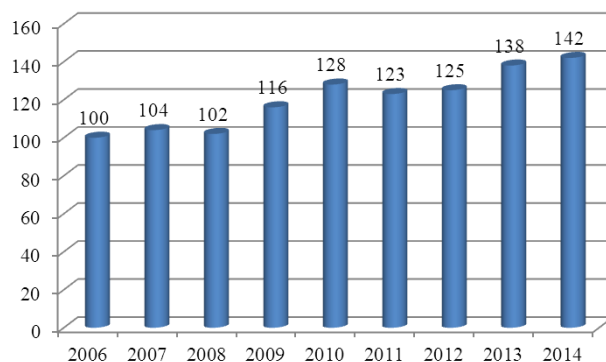


Рис. 12. Динамика выпуска закиси-оксида урана на ГМЗ-1 по сравнению с 2006 г.

дования и отработка параметров синтеза жидкого стекла на базе местного кремнеземистого сырья и щелочных отходов. В результате исследований определена возможность использования кварцевого песка Джеройского месторождения в технологии прямого синтеза жидкого стекла.

Для обеспечения потребностей в жидком стекле подразделений комбината и использования в качестве сырья для производства жидкого стекла кварцевого песка Джеройского месторождения руководством комбината в 1995 г. принято решение об организации на ГМЗ-1 опытно-промышленного участка производства жидкого стекла (рис. 13).

Местом расположения участка по проекту определен бывший цех классификации с частичным использованием имеющегося там оборудования. Проект предусматривал получение жидкого стекла одностадийным способом, который не требует больших капитальных вложений, позволяет значительно сократить расход топлива и времени на стеклообразование, что в конечном итоге определяет низкую себестоимость готового продукта.

Коллектив созданного опытно-промышленного участка производства жидкого стекла цеха №3 под руководством Е.Е. Теплицкого с момента пуска



Рис. 13. Горизонтально вращающаяся трубчатая печь для варки жидкого стекла



Рис. 14. Узел по производству сернокислого алюминия

успешно освоил новую технологию. На участке установлено уникальное оборудование, которое не имеет аналогов в Узбекистане, такое как трубчатая вращающаяся печь – реактор горизонтального типа, помольная установка с вибромельницей. Рабочие участка, помимо основной профессии аппаратчика-гидрометаллурга, овладели смежной профессией – аппаратчик варки жидкого стекла. В 2003 г. технология производства жидкого стекла усовершенствована и участок начал производить дополнительно очищенное от механических примесей жидкое стекло, имеющее гигиенический сертификат. Очищенное от механических примесей жидкое стекло может использоваться как клей, а также в других целях.

В настоящее время производительность участка составляет 1950 т/у.

Производство сернокислого алюминия



Рис. 15. Участок по переработке магнитной фракции

В мае 1999 г. в цехе № 3 введена в эксплуатацию опытно-промышленная установка по производству сернокислого алюминия для нужд ОЭС (рис. 14). Сырьем для производства сульфата алюминия $Al_2(SO_4)_3$ является гидроокись алюминия $Al(OH)_3$, закупаемая в странах СНГ. Раствор сернокислого алюминия применяется в качестве коагулянта при очистке воды от механических примесей. Большая работа по подготовке к пуску производства была проведена главным инженером Черненко В.А., работниками технического отдела Ивановым Е.Г., Овчинниковым Н.Ю. и цеха № 3 Плетневым В.В., Володиным А.И., Скрипченко О.Н.

Для производства сернокислого алюминия после соответствующих переделок было использовано оборудование, недействующее после остановки рудного уранового передела. Таким образом, затраты на строительство и монтажные работы на установке по производству сернокислого алюминия были сведены к минимуму. Технологическая схема получения водного раствора сернокислого алюминия включает операции приготовления водной суспензии гидроокиси алюминия, варки с добавлением серной кислоты и разбавления готового продукта водой. Первые партии готовой продукции – 7-процентного раствора сернокислого алюминия под руководством Скрипченко О.Н. произвели аппаратчики цеха № 3 Андреев Д.В., Закиров Р.Н.

В 2001 г. установка по производству сернокислого алюминия была передана на баланс цеха № 1. В настоящее время установка работает во время паводков, увеличения механических взвесей в реке Заравшан и по требованию ОЭС НГМК.

Производство железного купороса

В июле 1999 г. введены в эксплуатацию узел производства железного купороса для нужд ОЭС и узел обезвреживания цианосодержащей пульпы “золотой цепочки”.

Ввод узла производства железного купороса позволил получать кристаллическую соль для нужд водоочистки на ОЭС НГМК и раствор для обезвреживания цианидов в сбрасываемой на хвостохранилище пульпе. Исходным сырьем является золотосодержащая магнитная фракция (МФ) с ГМЗ-2, представляющая собой продукт износа стальных шаров и мельничной футеровки в процессе измельчения и выделяемый на стадии магнитной сепарации золотого гравиконцентрата (рис. 15). Производство железного купороса позволило обеспечить город и промышленные предприятия чистой водой и улучшить состояние атмосферы и качество грунтовых вод. Обезвреживание раствором сульфата железа цианистых пульп дало положительный результат. Запасы магнитной фракции, продукта, который образуется в процессе измельчения руды за счет истирания стальных шаров и выделенный способом магнитной сепарации, в комбинате большие и постоянно пополняются. Это предопределило применение для обезвреживания циани-

дов сернокислым железом и строительство на ГМЗ-1, в цехе № 1 установки по получению сульфата железа производительностью 200 t в год и попутного извлечения золота. Руководством комбината принято решение о максимальном использовании сернокислого железа в качестве коагулянта при очистке воды вместо сернокислого алюминия, производимого из сырья, закупаемого за рубежом. Для увеличения выпуска сульфата железа произвели реконструкцию технологического оборудования установки, что позволило удвоить ее производительность. В настоящее время установка по переработке магнитной фракции позволяет выпускать около 720 t/у кристаллической соли сульфата железа и 620 t/у сульфата железа в растворе.

Получение формовочного и фильтровального песка

В 2000 г. была запущена в эксплуатацию установка по восстановлению песка для повторного использования продуктов литейного производства (рис. 16). Сырьем для получения формовочного песка являются песковые конгломераты литейного производства ПО НМЗ, состоящие из смеси формовочного песка и связующего компонента (жидкого стекла), и представляют собой куски свободной формы средним диаметром 100-200 mm.

Регенерация отходов литейного производства с получением формовочного песка заключается в отмывке сырья от шламистой фракции и остатков жидкого стекла и выделения путем гидравлической классификации кондиционного продукта крупностью 0,24-0,35 mm, содержащей не менее 95% диоксида кремния. Запуск этой установки имеет и природоохранное значение. Если раньше отходы литейного производства полностью захоранивались на хвостохранилище, то теперь часть из них возвращается в производство. Производительность установки составляет 25 t/h по исходному сырью. Коэффициент регенерации отходов литейного производства – 0,75. На базе установки для регенерации отходов литейного производства параллельно налажено производство фильтровального песка, который используется на фильтровальных установках водоочистки ОЭС НГМК, и ранее закупавшийся за рубежом. Сырьем для производства фильтровального песка является песчаное месторождение «Три ручья» (г. Учкудук).

Процесс производства фильтровального песка заключается в отмывке исходного песка от илов и выделения класса крупности $-2,5+0,63$ mm, который используется для загрузки в фильтровальные установки.

Культурная и спортивная жизнь завода

Наряду с основной деятельностью, рудоуправлением уделяется пристальное внимание социальным вопросам. Социальная политика направлена на обеспечение достойных человека труда условий жизнедеятельности. За последние годы рудоуправление зна-



Рис. 16. Участок по производству формовочного и фильтровального песка

чительно изменилось по санитарному и эстетическому состоянию. Полностью отремонтированы производственные и служебные помещения, постоянно ведутся работы по благоустройству и озеленению территории завода и санитарно-защитной зоны.

Несмотря на напряженный производственный ритм, заводчане живут многогранной культурной (рис. 17) и спортивной жизнью (рис. 18). К их услугам прекрасный клуб, два стадиона, спортивные площадки для волейбола, корты для тенниса. Как одна из важнейших составляющих для улучшения здоровья трудящихся, на высокий уровень поставлена спортивная и профилактическая работа. Поэтому большое внимание в рудоуправлении уделяется занятию спортом. Работники РУ «ГМЗ-1» участвуют во всех спортивных мероприятиях на уровне комбината и не только участвуют, но и занимают ведущие позиции по многим видам состязаний. Профилакторий «Металлург», фитобар, футбольные поля и волейбольная площадка позволяют практически круглый



Рис. 17. Культурная жизнь заводчан



Рис. 18. Спортивная жизнь заводчан

год оздоравливать работников рудоуправления.

В 2002 г. в структуру завода введен физкультурно-оздоровительный комплекс, имеющий в своем составе два футбольных поля, трибуны, раздевалки и душевые для спортсменов завода. Ввод в действие ФОК позволил проводить футбольные соревнования самого высокого ранга, такие, как Республиканские соревнования по мини-футболу с участием спортсменов из Ташкента, Самарканда, Бухары, Джизака, Карши, Навои. Нет ни одного вида спорта, в котором не участвовали бы наши ребята с ГМЗ-1. Постоянные спартакиады выявили немало спортсменов, которые защищали спортивную честь не только

летнему сезону, в котором за летние каникулы отдыхают, поправляют здоровье и набираются сил для нового учебного года около двух тысяч детей.

По результатам оздоровительных сезонов ДОЛ «Орленок» ГМЗ-1 занимает почетные места среди детских лагерей НГМК. Рудоуправление активно

принимает участие в совершенствовании системы и качества обучения студентов Навоийского государственного горного института. С целью максимального взаимодействия теории с практикой и подготовки высококвалифицированных кадров на производственной площадке завода создан филиал кафедр «Металлургия» и «Техника и технология добычи, переработки руд редких и радиоактивных металлов», в составе которого имеется учебно-производственный класс и технопарк, где проводится обучение студентов по дуальной системе обучения, предусматривающей совместное преподавание предмета преподавателями института и высококвалифицированными специалистами



Рис. 19. Детский оздоровительный лагерь «Орленок»

родного завода, но и комбината, области и Узбекистана. В течение последних десяти лет стало традиционным проведение в РУ «ГМЗ-1» турнира по мини-футболу среди ветеранов, с приглашением команд из городов и областей Республики.

15-17 августа текущего года на футбольном поле спортивно-оздоровительного комплекса прошел открытый Республиканский турнир по мини-футболу среди команд ветеранов, посвященный Дню независимости Республики Узбекистан и юбилейной дате – 50-летию создания нашего завода. На нашем турнире участвовали спортсмены-ветераны из многих городов Республики. Победители и участники турнира награждены памятными призами и сувенирами. Большая забота уделяется детям. Так, в 2003 г., на баланс ГМЗ-1 был передан детский оздоровительный лагерь «Орленок» (рис. 19), который ныне является гордостью завода. Каждый год силами работников завода на территории лагеря проводится целый комплекс работ по его подготовке к

производства.

В 2014 г. численность работников РУ «ГМЗ-1» по сравнению с 1991 г. увеличена на 50%. В рудоуправлении продолжается активная работа по совершенствованию работы с резервом кадров на выдвижение и подготовку высококвалифицированных рабочих и специалистов. Работники проходят подготовку и переподготовку, обучаются вторым профессиям и повышают квалификацию. Сегодня рудоуправление «ГМЗ-1» – это многопрофильное подразделение в составе НГМК, твердо стоящее на ногах и уверенно смотрящее в будущее, выполняющее задания, которые являются полигоном по разработке, внедрению и испытанию прогрессивных технологий для золотоизвлекательного и уранового комплекса. Мы гордимся своей историей, людьми, талантами, достижениями, полны энтузиазма и сил.

Я уверен, что мы и дальше будем вместе выполнять новые, более сложные задачи, поставленные руководством комбината, будем вносить свой вклад в укрепление экономики нашей прекрасной Родины!

ЮЖНОЕ РУДОУПРАВЛЕНИЕ – 50 ЛЕТ ПУТИ

Шакаров Я.И., директор Южного рудоуправления

Maqolada Navoiy kon-metallurgiya kombinatiga qarashli Janubiy kon boshqarmasining (JKB) tarixiy ma'lumotlar keltirilgan. Bugungi kunda JKB – ko'p tarmoqli ishlab chiqarish korxonasi bo'lib, u uran va oltin qazib olish bilan shug'ullanadi.

Kon boshqarmasi tarkibiga quyidagi bo'limlar kiradi: Sobirsoi uranni yer ostida ishqorlash bo'yicha koni, Marjonbuloq, Zarmitan, Gujumsoy oltinni yer osti va ochiq usulda qazib oluvchi konlar, № 4 Gidrometallurgiya zavodi (GMZ-4), plastmassali truba va jixozlar ishlab chikaruvchi sex, № 5 va № 10 avtobazasi, ta'mirlash va mexanik sexi, mahsus kiyim tikish bo'yicha sex, mineral suv va alkogolsiz ichimliklar quyish bo'limi, uy-joy qurilish va kommunal xo'jaligi va boshqa ob'ektlar.

Tayanch iboralar: janubiy kon boshqarmasi, ko'p tarmoqli bo'lim, progressiv texnologiya, oltin va uran ajratib olish kompleksi, qurilish, struktura, joriy qilish va sinab ko'rish, innovacion texnologiya, uran ishlab chiqarish, plastmassali truba va jixozlar ishlab chiqarish, ta'mirlash-mexanik sexi, mineral suv va alkogolsiz ichimliklar quyish bo'limi, uy-joy qurilish va kommunal xo'jaligi.

The article presents historical data about the South Mining Administration (SMA), one of the main divisions of the Navoi Mining and Metallurgical Combinat, which is 50 years old. Today SMA - a multifunctional industrial enterprise which is engaged in mining uranium and gold.

The Mining Administration includes: ISL uranium mine Sabirsay, open pit and underground mining for the extraction of gold ore Mardjanbulak, Zarmitan, Guzhumsay, Hydrometallurgical plant № 4 (HMP-4), a workshop for the production of plastic pipes and products, carpools № 5, № 10, mechanical repair shop, sewing uniforms shop, section for bottling mineral water and soft drinks, objects of housing and communal services and a number of other objects.

Key words: *Southern Mining Administration, multi-division, advanced technology, the gold and uranium complex, building, structure, implementation and testing, innovative technology, uranium production, manufacture of plastic pipes and products, mechanical repair shop, section for bottling mineral water and soft drinks, housing communal services.*



Южное рудоуправление (ЮРУ) одно из основных подразделений Навоийского горно-металлургического комбината. Это многофункциональное промышленное предприятие, которое занимается добычей урана и золота. Развитие золотодобывающего производства в рудоуправлении ведется по двум основным направлениям: увеличение доли переработки высококачественной руды, добываемой подземным и открытым способом и увеличение перерабатывающих мощностей.

В настоящее время рудоуправление объединяет более 20 подразделений основного и вспомогательного производства, размещенных на территории пяти районов Самаркандской, Джизакской и Ташкентской областей Республики Узбекистан. Эффективное управление территориально разбросанными объектами, тесное взаимодействие между производственными структурами внутри рудоуправления, а также с подразделениями НГМК, достигается за счет высокой организации труда.

В состав рудоуправления входят: рудник подземного выщелачивания урана «Сабирсай», рудники открытых и подземных горных работ по добыче золото-содержащих руд «Марджанбулак», «Зармитан», «Гужумсай», Гидрометаллургический завод № 4 (ГМЗ-4), цех по производству пластмассовых труб и изделий (ЦПТТИ), автобазы № 5, № 10, ремонтно-механический цех, цех по пошиву спецодежды, участок по розливу минеральной воды и безалкогольных напитков, объекты жилищно-коммунального хозяйства и ряд других объектов.

История становления и развития уранодобывающего производства в Южном рудоуправлении НГМК насчитывает 50 лет. Подземные горные работы начались в далёком 1964 г. Первые опытные работы по извлечению урана методом скважинного подземного выщелачивания (ПВ), начатые в 1967 г., оказались неудачными в основном из-за ошибок проектирования (не были учтены геологические и гидрогеологические условия залегания оруденения), а также за счет отсутствия опыта сооружения технологических скважин и необходимых для ПВ материалов и оборудования. Однако, в конце 1971 г. по инициативе геологической службы ЮРУ был подготовлен проект опытных работ ПВ на забалансовых рудах залежи, расположенной на периферии шахтного поля № 1.

Результаты опытных работ, проведенных с 1973 г. по 1976 г., оказались положительными. Это позволило освоить новое месторождение и построить второй рудник «Кетменчи» по добыче урана (1977 г.). Были созданы и опробованы новые конструкции скважин, технологии их сооружения и посадки фильтров в рудной зоне, способы гидроизоляции водоносных горизонтов, различные типы эрлифтного и насосного раствороподъемов, отработаны технологии переработки растворов. Эти результаты позволили специалистам рудоуправления выйти с предложением в НГМК о дальнейшей отработке всех запасов месторождения «Сабирсай» способом ПВ, которые ранее планировались для отработки подземным способом. Способ подземной отработки урана не выдержал сравнения со способом ПВ, где себестоимость добычи ниже в 2 раза, из-за низких капитальных вложений. Ташкентским проектным НИИ был выполнен «Проект отработки запасов месторождения «Сабирсай» способом ПВ».

В начале 80-х гг. геотехнологические рудники по добыче урана методом ПВ в Южном рудоуправлении вышли на проектную мощность. Максимальный пик развития рудника «Сабирсай» и объемы буровых работ приходятся на 1985-1992 гг, когда были введены в эксплуатацию наиболее богатые по продуктивности шахтные поля с запасами, залегающими на относительно небольших глубинах. Согласно проекту, себестоимость извлечения урана ПВ оказалось в 1,5 раза, а капитальные вложения – в 3,8 раза ниже, чем при подземном способе. Самый высокий объем добычи был достигнут в 1988 г. В то же время с 1989 г. в

НГМК происходило директивное уменьшение добычи урана в соответствии с конверсией производства, а с развалом СССР наступил кризис во всей урановой отрасли. Себестоимость добычи урана превысила стоимость его продажи. В 1994 г. НГМК вынужден был прекратить добычу открытым и подземным горным способом из-за их убыточности.

Такое положение сохранялось до 1996 г, когда ситуация на урановом рынке изменилась в лучшую сторону для производителей. Цена на уран, по сравнению с 1993 г., увеличилась в 2 раза, но уровень добычи в 1995 г. по сравнению с 1990 г. был снижен почти в 1,5 раза.

Учитывая мировую конъюнктуру, в 1996 г. в НГМК была разработана программа по развитию уранодобывающей отрасли, которая предусматривала увеличение объема добычи, в частности, по Южному рудоуправлению в 2 раза. Поставленная задача казалась очень сложной, поскольку рудоуправление миновало пик добычи урана, оставшиеся запасы характеризовались низкой продуктивностью, малой мощностью рудных тел, высокой карбонатностью, большими глубинами - более 450÷550 м, часть запасов была переведена в категорию технологического забаланса. Имея изношенный парк буровых станков, о бурении на глубинах больше 450÷550 м нельзя было и думать.

Необходимо было изыскать новые месторождения либо новые направления работ, которые бы позволили решать поставленные задачи по сохранению и увеличению уровня добычи, реанимировать производство, решить проблему занятости населения и сохранения коллектива специалистов.

В период эксплуатации месторождения запасы его подсчитывались по данным гамма-каротажа (ГК), при этом требования к выделению руд, пригодных для отработки способом ПВ менялись, главным образом ужесточались, в результате чего часть рудных интервалов осталась неучтенной. Коэффициент радиоактивного равновесия принимался средний для всего месторождения. В начале 90-х гг. в НГМК начал осваиваться прогрессивный метод каротажа нейтронного деления (КНД-М), который позволял определять непосредственно содержание урана в рудах на любых стадиях отработки ПВ во время проведения каротажных работ. Использование данного способа для определения запасов на ранее отработанных участках шахтного поля № 5, с плановым коэффициентом извлечения 70%, показало наличие рудных интервалов с балансовым содержанием урана, пригодных к дальнейшей отработке.

По Постановлению Кабинета Министров № 145 от 26 апреля 2002 г. в структуру Южного рудоуправления вошли два золотодобывающих рудника Зармитан и Марджанбулак.

В 2006 г. было начато строительство объектов Зармитанского золоторудного комплекса. При строительстве использовались самоходные шахтные уста-

новки (рис. 1): подземные автогрейдеры PG5HA, буровые установки Воомер-281, Воомер-282 «Atlas Copco» (Швеция), Ахера 5-140, Ахера 6-240 (Финляндия), Воомер-104 «Atlas Copco» (Швеция), Simba H-157 Атлас Сорсо (Швеция). Погрузочно-доставочное оборудование: ST 710 фирмы «Atlas Copco» (Швеция), TORO-6 фирмы «Sandvik» (Финляндия), ПДМ ST-2G, TORO-151 «Atlas Copco» (Швеция), машины для перевозки людей (подземный автобус) УКР (Л) (Россия).

Внедрение новой техники - самосвалов и современного бурового оборудования позволило увеличить объем добычи руды в 5-6 раз, а производительность труда - до 60%.

В 2010 г. начата добыча руды с горизонта +780 м месторождения Чармитан с применением современных передовых технологий подготовки и отработки очистных блоков, использующих высокопроизводительное самоходное оборудование.

В целях реализации проекта по созданию на базе месторождений «Чармитан», «Гужумсай» и «Урталик» Зармитанского горнорудного комплекса, на базе научных и проектных проработок лаборатории горных работ и проектных отделов института O'zGEORANGMETLITI внедрены и находятся на стадии рабочего проектирования и подготовки строительства целый ряд технологий ведения подземных горных работ.

При проектировании и строительстве (проведении горно-капитальных работ) предусматривалось максимально применять при подготовке рудных тел многозабойную организацию труда с целью эффективного использования дорогостоящей высокопроизводительной самоходной техники.

В настоящее время на руднике Зармитан задействованы три типоразмера погрузочно-доставочных машин с емкостью от 0,7 м³ до 3,2 м³, два типоразмера шахтных самосвалов грузоподъемностью от 16 тонн до 28 т, три типоразмера самоходных буровых установок для проходческих работ и один типоразмер самоходных буровых установок для очистных работ, выполняющих весь цикл за исключением. Вопросы механизации зарядки скважин и шпуров прорабатываются в рамках подготовки реализации нового инвестиционного проекта строительства завода по производству ЭВВ на площадке рудника Зармитан.

В настоящее время на рудниках «Зармитан» и «Гужумсай» применяется система разработки с магазинированием руды (около 70%). Система разработки подэтажными штреками (более 30 %), которая внедрена на практике в 2010 г. на гор. +780 м рудника Зармитан, выгодно отличается от системы с магазинированием высокой производительностью блока и возможной механизацией буровзрывных работ за



Рис. 1. Самоходные шахтные установки

счет применения самоходных буровых установок типа «Simba» для бурения взрывных скважин и пневматических зарядчиков ЗП-12 для зарядки скважин простейшими ВВ типа Игданит. Применение пневматического порционного зарядчика ЗП-12 значительно сокращает время зарядки скважин и тем самым увеличивает производительность взрывных работ.

С целью ускорения ввода в эксплуатацию строящихся рудников «Гужумсай» и «Урталик» специалистами комбината и институтом O'zGEORANGMETLITI разработаны технические решения и меры по выбору оптимальной схемы вскрытия запасов этих месторождений.

В целях бесперебойной загрузки перерабатывающих мощностей горно-металлургического завода №4 (ГМЗ-4) возникла необходимость разработки предложений по ускорению горнопроходческих работ на рудниках «Зармитан», «Гужумсай» и «Урталик», заключающихся в следующем: изменить схему вскрытия с фланговой (проектная) на центральную, что позволит обеспечить одновременную реализацию II-го и III-го этапов строительства горнорудного комплекса.

При дальнейшем развитии горных работ намечается:

- ♦ На месторождении «Чармитан» - проходку нового ствола «Скиповой», диаметром в свету $d=5,0$ м, в районе участка Центральный; углубку ствола «Главный» с гор. 540 м до гор. 300 м, прежним сечением в свету $d=5,5$ м; углубку Зармитанского наклонного транспортного съезда (НТС 1-3) с гор. 540 м до гор. 300 м, меньшим сечением, до 15 м², под 20 т самосвал; углубку ствола «Шахта №10» с гор. 600 м до гор. 540 м и проходкой рядом ствола «Слепой шх. №10», диаметром в свету $d=4,5$ м, на участке Восточный.

- ♦ На месторождении Гужумсай - углубку Гужумсайского наклонного транспортного съезда (НТС 5-Г) с гор. 480 м до гор. 300 м, меньшим сечением, до 15 м², под 20 т самосвал; проходку Лифтового вен-



Рис. 2. ГМЗ-4 с административным зданием

тиляционного восстающего с гор. 480 м до гор. 300 м, сечением в свету 9,24 м².

- ◆ Ствол «Скиповой» будет служить для выдачи на поверхность всей добываемой, с месторождений «Чармитан», «Гужумсай» и «Урталик» руды в объеме 1400 тыс. т/г.

- ◆ Основное назначение стволов «Главный», «Вспомогательный 6-Г», «Шахта № 10» и «Слепой шх. № 10» - доставка людей, спуск, подъем материалов, породы и подача (выдача) воздуха.

- ◆ Лифтовый вентвосстающий на месторождении «Гужумсай» будет служить для доставки людей и подачи свежего воздуха в горные выработки.

- ◆ НТС 1-3 и НТС 5-Г будут служить для доставки в горные работы оборудования, материалов и выброса отработанного воздуха.

- ◆ На период работы пускового комплекса рудника Гужумсай предложена всасывающая схема проветривания через ствол шахты № 1-Г с подземным расположением вентиляторной установки. На полное развитие рудников Гужумсай и Урталик, предусмотрена нагнетательная схема проветривания главной вентиляторной установкой ВОД-30, расположенной у ствола № 6Г.

- ◆ Предполагается каждый горизонт месторождения Гужумсай и Урталик (+820 м, +780 м, +720 м, +660 м, +540 м, +480 м, +420 м) со стороны НТС-5Г подсекать кваршлагами сечением до 15 м² с концентрационными горизонтами на гор. +300 м, +420 м, +540 м., что позволит оптимально использовать буровую и самоходную технику.

Предложенные технические решения позволяют заложить фундамент прироста мощностей по добыче руды подземным способом на месторождениях Чар-



Рис. 3. Отделение измельчения и гравитации ГМЗ-4, концентратор FALCON-SB-5200

митан, Гужумсай и Урталик на будущие периоды.

На руднике Зармитан на взрывных работах внедрена система инициирования зарядов «Искра» Ш-20. Достоинства неэлектрической системы инициирования – это высокая надежность, высокая безопасность, более совершенное управление энергией взрыва, улучшение дробления горных пород.

В соответствии с рекомендациями, разработанными научно-исследовательской лабораторией института O`zGEORANGMETLITI, основой для многократного увеличения подземной добычи руды является внедрение новых систем разработки со скважинной отбойкой руды и механизированным заряджанием скважин. Параллельно со строительством Зармитанского наклонного транспортного ствола (НТС 1-3) велись работы по восстановлению существующих вертикальных шахтных стволов с привлечением зарубежных специализированных шахтостроительных, которые позволили обеспечить вывод рудника «Зармитан» на проектные объемы добычи руды подземным способом.

Начатое в 2009 г. строительство второго этапа ГРК позволило уже в третьем квартале 2010 г. ввести в эксплуатацию пусковой комплекс ГМЗ-4 (рис. 2) и обеспечить вскрытие первого горизонта на подземном руднике Гужумсай.

Благодаря стараниям коллектива комбината, грамотности управленческого персонала Южного рудоуправления, 30 августа 2010 г. состоялся пуск ГМЗ-4, а в 2012 г. – состоялся пуск 2-й очереди завода. ГМЗ-4 - это второй гидрометаллургический завод, построенный в республике Узбекистан за годы независимости. На долю этого завода приходится более 10% от выпускаемого комбинатом объема золота, созданы новые рабочие места для 500 человек. Было потрачено много сил и энергии для возведения современного, оснащенного новейшим технологическим оборудованием завода. Сегодня ГМЗ-4 – перспективное, развивающееся подразделение ЮРУ, наращивающее производственные мощности.

Перерабатывает завод золотосодержащие руды месторождений Чармитан, Гужумсай и Урталик Зармитанской золоторудной зоны, добываемые открытым и подземным способом.

На заводе применены новейшие зарубежные технологии и оборудование. Здесь и габаритные мельницы Уралмаша, комплектующие из США и совершенно новая установка интенсивной гравитации и интенсивного выщелачивания (рис. 3).

Для осуществления полноты извлечения золота при переработке руды Зармитанской золоторудной зоны на ГМЗ-4 ЮРУ, признано целесообразным применение метода интенсивной гравитации с последующей переработкой гравитационного концентрата методом интенсивного цианирования. Проведение технологических испытаний по определению оптимальных режимов, номинальной производительности и технологической эффективности полностью подтвер-

дили правильность выбора.

Сущность метода интенсивной гравитации заключается во включении в технологическую цепочку гравитационной схемы с использованием высоких гравитационных полей (до 200G). В качестве основного оборудования применен концентратор периодического действия типа FALCON-SB-5200. Высокая гравитационная сила G позволяет осуществлять эффективное извлечение золота очень тонких частиц (менее 10 микрон), а глубина постели концентрата обеспечивает высокое извлечение более крупных частиц золота, имеющихся в сливе гидроциклонов и их песках после предварительного грохочения. Загружаемый материал подается в концентратор в виде пульпы по центральной вертикальной подводящей трубе, где импеллер придает ему ускорение. При прохождении материала под воздействием очень сильного гравитационного поля через миграционную зону происходит его быстрое расслоение в соответствии с удельной массой. В зону удержания, которая располагается непосредственно над миграционной зоной, через стенку ротора впрыскивается вода, способствующая созданию разрыхленной постели. Имеющие высокий удельный вес частицы золота погружаются в эту зону и удерживаются в ней до тех пор, пока установка не остановится, что позволит смывать концентрат через выпускные каналы концентрата.

Установка FALCON-SB-5200 хорошо зарекомендовала себя при извлечении свободного золота и серебра в песках и сливах гидроциклонов на узле гравитационного обогащения ГМЗ-4.

Фактическое извлечение золота из руды в гравитационный концентрат на ГМЗ-4 составляет на сегодняшний день 35-45% с низким выходом гравитационного концентрата, порядка 0,12-0,15%. Благодаря применению в технологической цепочке интенсивной гравитации, значительно разгружается сорбционный передел завода, который дает возможность применения наименьшего количества дорогостоящих сорбционных аппаратов. Кроме того, выделение крупных частиц свободного золота в начале технологического процесса способствует исключению избирательной аккумуляции золота, более качественному течению сорбционного процесса, то есть снижению времени процесса цианирования и снижению потерь в хвостовых сбросах.

Метод интенсивного цианирования заключается в обработке гравитационного концентрата в специальном аппарате, где происходит поддержание твердых частиц в постоянном контакте с крепким раствором цианистого натрия. По завершении цикла выщелачивания продуктивный раствор осветляется, а затем перекачивается на электролизёр осаждения.

Извлечение золота из полученного гравитационного концентрата с высоким содержанием золота осуществляется в реакторах интенсивного цианирования компании Gekko Systems с периодической загрузкой. Продолжительность цикла интенсивного

цианирования составляет 10-12 часов. Реактор скоростного выщелачивания ILR 3000 представляет собой горизонтальный барабан, вращающийся с низкой скоростью. Внутри реактора находится комплект специальных разделительных перегородок и система аэрации. Во время выщелачивания в реактор через загруженный материал непрерывно подается раствор цианида натрия с концентрацией 10-12 г/л, свежие реагенты и технический кислород из автономной кислородной станции, который способствует интенсивному растворению частиц золота. Реактор скоростного выщелачивания ILR 3000 при работе в комплекте с электролизером имеет ряд специфических преимуществ:

- охватывает и эффективно растворяет крупные частицы золота;
- низкие производственные затраты;
- низкое потребление электроэнергии;
- насыщенный золотосодержащий раствор отвечает требованиям для извлечения методом электролиза.

Извлечение золота в раствор из гравитационного концентрата в процессе интенсивного цианирования на ГМЗ-4 составляет 97-99%. Внедрение технологии интенсивной гравитации с переработкой гравитационного концентрата методом интенсивного цианирования на ГМЗ-4 дает высокое сквозное извлечение золота из руд, поступающих на переработку, в среднем 90-93%.

Помимо выполнения плановых показателей, коллектив завода уделяет много времени благоустройству территории. Продолжается посадка саженцев, создание цветочных клумб, с большой любовью заводчане ухаживают за молодым яблоневым садом в пять гектаров. Запущены устройства капельного орошения деревьев, форсуночного полива 8000м² дерна, сооружены фонтаны.

Правительственное Постановление по эффективному освоению сырьевой базы месторождений Зармитанской золоторудной зоны: рудника Зармитан и вновь созданного рудника Гужумсай, предусматривает программу увеличения добычи, переработки и производства золота, что потребует не только количественного, но и качественного развития предприятия.

По линии капитального строительства за 2011-2012 гг. были введены в эксплуатацию промплощадки шахты № 10, наклонного транспортного съезда 5-Г (НТС 5-Г), насосной станции 3-подъема, ПС 35/6 кВ ГПП-2, Горнорудный Комплекс (ГРК) на базе Зармитанской золоторудной зоны, 1-я очередь хвостохранилища ГМЗ-4, водозабор на Тусунсайском водохранилище. Проведены работы по восстановлению крепи и армировки на всю глубину шахтных стволов шахт № 1, № 3, № 10 с реконструкцией и сооружением участков водотливных комплексов. Работы выполнялись Зарафшанским управлением по строительству (ЗУС), ООО НМА, Трест ПЭМ, СМУ Зармитан и совместным предприятием на общую сумму 130,15 млрд. сум в 2011 г. и 27,07 млрд. сум в 2012

году. Было приобретено необходимое горно-шахтное оборудование для рудника Марджанбулак - БелАЗы, для рудника Гужумсай закуплено оборудование фирмы «Atlas Copco» (Швеция) - шахтные самосвалы и погрузочно-доставочные машины, вентиляторная установка главного проветривания для ствола шахты №1 Гужумсай AMRBC 2000 производства фирмы CLORAGE, которая впервые используется на рудниках ГП «Навоийский ГМК» и в Республике Узбекистан. В настоящее время продолжают горнокапитальные работы по углубке наклонного ствола НТС 5-Г рудника Гужумсай, наклонного ствола НТС 1-3 рудника Зармитан и углубка ствола шахты «Главная» рудника Зармитан силами ООО «ЗУМК-Инжиниринг» (Россия).

С расширением и развитием производства параллельно ведется формирование инфраструктуры, которая обеспечивает бесперебойную работу всех служб. Промышленное освоение Зармитанской золоторудной зоны обеспечивает социальную защищенность и занятость населения г. Заркента и близлежащих сел. За счет развития новых направлений создано около 3000 рабочих мест, а это целый комплекс профессий, связанных с доразведкой, добычей, переработкой и производством золота.

Правительственная Программа предусматривает дальнейшее инфраструктурное строительство. Это строительство жилья, дорог, спортивных и детских площадок, озеленение и благоустройство города. В настоящее время в эксплуатации находятся 4 комфортабельных общежития, гостиница, 12 жилых домов, Дом культуры, стадион и продолжается строительство жилых домов и коттеджей. Для благоустройства города, опираясь на помощь местных органов власти, аксакалов и активистов махаллинских комитетов, в г. Заркенте осуществлено полное озеленение города, было посажено более 10000 деревьев и декоративных кустарников, засеяно множество цветов, заасфальтированы дороги и тротуары.

Промышленное освоение месторождения Марджанбулак было начато в 1980 г. с добычи руды открытым способом на карьере «Украинский» и «Западный». В 1987 г. начата отработка окисленных руд карьеров «Сарык-Бель», «Танга», «Танга-Западный», «Танга-Центральный» и других карьеров.

На руднике Марджанбулак в 2005-2007 гг. проведен II этап реконструкции хвостохранилища МЗИЦ на отметке дамбы +850,0 м. В 2007-2010 гг. продолжен III этап реконструкции хвостохранилища с укладкой дамбы до отметки +853,85 м, прокладкой противотрационного экрана. Для уменьшения потерь воды и исключения загрязнения грунтовых вод с апреля 2012 г. внедрена система замкнутого оборотного водоснабжения.

На сегодняшний день практически истощены запасы окисленных руд месторождений Марджанбулак. Учитывая достаточные запасы сульфидных руд на карьерах месторождения Марджанбулак, с целью

переработки этих руд на МЗИЦ в рамках инновационных проектов с июня 2012 г. введена в эксплуатацию линия по переработке сульфидных руд гравитационным методом. После проведенных лабораторных и опытно-промышленных испытаний по окислительному обжигу гравитационного концентрата и флото-концентрата, руководством НГМК было принято решение о строительстве в Марджанбулакском золотоизвлекательном цехе (МЗИЦ) опытно-промышленной установки (ОПУ) по переработке упорных руд по гравитационно-флотационно-обжиговой технологии с последующим цианированием огарков.

Проектирование ОПУ осуществлялось на ЦПБ НГМК. Для проектирования послужили результаты полупромышленных испытаний, проведенных в цехе № 1 РУ ГМЗ-1.

Проектирование и строительство ОПУ осуществлялось в 3 этапа:

I-этап: Реконструкция первого мельничного блока МЗИЦ с установлением в технологическую схему измельчения двух отсадочных машин ОМР-1а; двух зумпфов объемом 12 м³, четырех насосов 8Гр-8г, гидроциклонной установки ГЦ-380 – 8 штук и колонны отстойника объемом 60 м³. Полностью восстановлено ранее законсервированное отделение гравитации с установлением четырех гравитационных столов СКО 1-7,5 и классификатора 1КСН-15.

II-этап: С целью переработки гравитационного концентрата в МЗИЦе установлены две мельницы МШР-21х20, классификатор 1КСН-15, зумпф объемом 12 м³ с двумя насосами 8Гр-8, для доизмельчения гравитационного концентрата, построен узел флотации (флотомашина, фильтр-пресс, вакуум насос ВН и два ресивера).

III-этап: В 2013 г. для улучшения извлечения металла из сульфидных руд расширен участок ОПУ и построен узел обжига и узел флотации (вращающаяся обжиговая печь, холодильник, пылевая камера, дымоход, репульпатор).

В марте 2013 г. на ОПУ завершены пусконаладочные работы. 13 марта 2013 г. произведен запуск ОПУ по переработке упорных руд месторождения Марджанбулак по гравитационно-флотационно-обжиговой технологии. Увеличилась переработка руды и, соответственно, производительность Марджанбулакского золотоизвлекательного цеха.

В целях эффективной реализации проекта осуществлен отбор технологии под переработку сульфидных руд путем строительства опытно-промышленной установки (ОПУ). Данный проект включен в Инвестиционную программу Республики Узбекистан на 2014 г. с общей стоимостью 9,5 млн. долларов с прогнозом освоения в 2014 г. 7,54 млн. долларов США. По результатам разработанного Рабочего проекта и его экспертизы в Госархитектстрое, общая стоимость проекта составила 5, 33 млн. долларов.

Постановлением Президента Республики Узбеки-

стан от 15.12.2010 г. № ПП-1442 «О развитии промышленности Республики Узбекистан на 2011-2015 гг.» предусмотрена реализация в 2013-2017 гг. инвестиционного проекта «Техническое перевооружение МЗИЦ под переработку сульфидных руд и отработка хвостовой пульпы хвостохранилища». Для реализации проекта предусмотрено 75 млн. долларов США.

Работы ведутся согласно утвержденным сетевым графикам. Основные объекты построены и достигнуты намеченные результаты. Осуществлена допоставка оборудования, освоение капитальных вложений составило более чем на 2,68 млн. долларов.

Согласно геологоразведочным данным, утвержденным в ГКЗ Республики Узбекистан, на глубоких горизонтах карьеров «Сарык-Бель», «Западный», «Танга-Западный» и «Танга-Центральный» между дном отработанных карьеров и до горизонта +590 m имеются сульфидные руды (5 000 тыс. t.), числящиеся на балансе комбината. С целью предотвращения остановки горных работ и перерабатывающего комплекса необходимо вовлечение в отработку данных запасов. Кроме того, геологоразведочной партией проводятся работы по приросту запасов Марджанбулакского рудного поля, по результатам которых выявлены значительные объемы прогнозных ресурсов.

Реализация проекта решает ряд актуальных задач и обеспечит содержание существующей инфраструктуры в г. Марджанбулак на ближайшую перспективу, сохранение и создание новых рабочих мест, продление срока эксплуатации месторождения, и полноценное освоение запасов недр и, в конечном итоге, пополнение золотовалютных резервов нашей Республики.

Развитие золотодобывающего производства в Южном рудоуправлении НГМК ведется основным направлениям: увеличение доли в переработке высококачественной руды, добываемой подземным способом и увеличение перерабатывающих мощностей.

Для работы в этих направлениях было запланировано:

- увеличить добычу руды подземным способом на руднике Зармитан с доведением производительности в 2014 г. до 850 тыс. в год;

- увеличить добычу руды подземным способом на руднике Гужумсай с доведением производительности в 2014 г. до 400 тыс. t. в год;

- произвести строительство и запуск в эксплуатацию подземного рудника Урталик с доведением производительности до 2016 г. до 400 тыс. t. в год;

- увеличить производительность ГМЗ-4 до 1800 тыс. t. в год.

- обеспечить перерабатывающие мощности МЗИЦ до 1000 тыс. t. в год.

В настоящее время коллектив Южного рудоуправления успешно справляется с этими поставленными задачами.

Одним из перспективных подразделений Навоийского ГМК является Цех по производству пластмас-



Рис. 4. Линия по изготовлению поливинилхлоридных труб ЦППТиИ ЮРУ

совых труб и изделий (ЦППТиИ), основанный в 1996 г. в г. Нурабаде, с целью обеспечения подразделений Навоийского ГМК трубами из поливинилхлорида (ПВХ) и полиэтилена (ПЭ) (рис. 4). Цех ППТиИ производит пластмассовые трубы, качество которых соответствуют нормативным документам и Международному стандарту ИСО 9001:2008, с 2006 г. в цеху внедрена и успешно функционирует система менеджмента качества.

С ноября 1996 г. массовое производство ПВХ труб обеспечило потребность буровых цехов в подразделениях НГМК, производящих работы по бурению, сооружению скважин и добычи урана методом подземного выщелачивания. В 2000 г. производство пластмассовых труб значительно расширилось, была запущена в производство новая линия по производству полиэтиленовых труб и в 2013 г. производство полиэтиленовых труб достигло – 434 t.

Заданный высокий темп роста производства труб из ПВХ предусмотрен принятой в Программе стратегий, которая, в конечном счете, направлена на наращивание объемов производства и экспорта урана.

В 2008 г. было смонтировано оборудование второй линии по производству труб ПВХ производительностью 4200 t/год. В соответствии с «Целевыми параметрами производства основных видов продукции Навоийского ГМК на период 2007-2012 гг.» обеспечен рост объема труб из ПВХ до -5,05 тыс. t., а в 2013г. составил 5.2 тыс. t.

С высокими темпами развития в Республике Узбекистан компьютерной и телекоммуникационной техники, широким внедрением Интернета, особое внимание уделяется развитию и внедрению современных информационно-коммуникационных технологий в производственные и технологические процессы, повышению исполнительской дисциплины и поэтапному переходу на электронную систему управления документооборотом.

Для обеспечения исполнения поставленных задач была создана локально-вычислительная сеть под управлением технологии Active Directory на базе Windows Server 2003, что упростило управление сетью компьютеров и предоставление доступа к ресурсам ЮРУ. В 2009 г. был развернут прокси-сервер для



Рис. 5. Цех по разливу минеральной воды и прохладительных напитков

предоставления доступа пользователям ЮРУ к Интернету, а также другие сервисы для обеспечения информационной безопасности и обеспечения доступа специалистам к необходимым ресурсам. Одним из главных достижений была организация широкополосного защищенного соединения между площадкой Нурабад и площадкой Навои, это позволило развернуть дополнительные сервисы для специалистов ЮРУ, такие как система электронной почты, предоставления оперативных данных по движению ТМЦ на складах ЮРУ и другим ресурсам НГМК. Во всех подразделениях ЮРУ произведена замена морально и физически устаревших автоматических телефонных станций на современные цифровые станции, что способствовало улучшению качества связи, предоставлению абонентам голосовой связи и других услуг.

В связи с удалённостью основных подразделений ЮРУ по горным районам нашей Республики была достигнута договоренность с сотовыми операторами Узбекистана о предоставлении услуг голосовой связи, факсимильной связи и передачи данных. После чего увеличилась оперативность принятия решений, уменьшились простои оборудования при неисправностях. Также появилась возможность предоставления доступа удаленным подразделениям к информационным ресурсам ЮРУ и НГМК.

Совместно со специалистами ЦЛКИПиА ЮРУ и ЦЛКИПиА НГМК была осуществлена большая работа по автоматизации технологических процессов на новом построенном заводе ГМЗ-4 и на МЗИЦ. Запущена по пусковой схеме АСУТП перекачка реагентов на участке по переработке продуктивных растворов рудника «Сабирсай».

Внедрен пилотный проект «Учет спуска работников на руднике «Гужумсай», что позволило вести повременный учет работы шахтеров под землей. Разработана и внедрена АРМ «Метролога» в ЦЛКИПиА ЮРУ, позволившая автоматизировать учет сроков проведения проверок измерительных приборов. В настоящее время специалисты ИТ работают над внедрением новой информационной системы «Контроль ГСМ», основанной на установке GPS/GSM трекеров на автомобильном транспорте. В ближайшей пер-

спективе планируется внедрение комплекса программ «1С: Предприятие. Управление персоналом и заработная плата» в отделе кадров, расчетной группе бухгалтерии, ОТиЗ и бюро АСУП. Кроме того, совместно с ОАО «Узэлектроаппарат» разрабатывается система по контролю за работой погружных насосов в геотехнологических скважинах на полигонах ПВ беспроводным способом. Широкое внедрение информационно-коммуникационных технологий в систему документооборота, учёта и отчётности в финансово-хозяйственной деятельности, подготовки кадров и организации производственно-технологических процессов является доказательством того, что ЮРУ имеет большой потенциал по внедрению современных информационно-коммуникационных технологий в производство.

При Южном рудоуправлении, наряду с основным профилированным производством, с 2003 г. действует цех по разливу минеральной воды и прохладительных напитков, работающий на современном оборудовании производства французской компании «STECA» (рис. 5).

Разлив воды осуществляется на основе технологии многоуровневой фильтрации, что позволяет осуществлять высококачественную очистку воды от посторонних примесей и при этом сохранять ее полезные свойства. А благодаря дополнительной обработке серебром достигается ее экологическая чистота и мягкость. Согласно заключению Республиканского специализированного, научно-практического медицинского центра терапии и медицинской реабилитации Министерства здравоохранения республики Узбекистан, НИИ Курортологии и Физиотерапии имени Н.А. Семашко по физико-химическим свойствам вода является слабоминерализованной, хлоридно-сульфатно-натриевой, слабощелочной, термальной. Минеральная вода относится к группе Феодосийского типа. Минеральная вода пользуется успехом в подразделениях НГМК на производстве и в повседневной жизни.

В 2007 г. МП «Агама-103» вышла из состава ПТФ «Агама» и вошла участком в состав ЮРУ, перепрофилировав трикотажное производство в швейное и стало изготавливать для нужд НГМК спецодежду. На участке работало всего 35 человек. В марте 2009 г. руководством НГМК было принято решение о реорганизации и расширении производства спецодежды для подразделений комбината. В результате 1 апреля 2009 г. был организован Цех по пошиву спецодежды (ПСО). Благодаря помощи Генерального директора НГМК и руководства ЮРУ было закуплено новое современное оборудование. За 2010 г. численность работающих выросла в десять раз. В апреле 2011 г. заработал участок № 1 по пошиву рукавиц, на территории цеха был построен современный бытовой комплекс. В 2012 г. были достигнуты определенные успехи: снижены затраты на 80 млн. сум против плановых, при этом выпущено и реализовано продукции

на 988,4 млн.сум, план выполнен на 134,6%. На сегодняшний день цех обеспечивает все подразделения НГМК спецодеждой и выпускает свыше 80 наименований изделий. В целях увеличения ассортимента в цехе ПСО открыт новый участок по производству товаров народного потребления «Эксклюзив», который специализируется на изготовлении сувениров и хозяйственных принадлежностей бытового назначения. Изделия выполнены в духе народного творчества с фантазией и любовью местных умельцев.

За последние годы для золотодобытчиков сданы в эксплуатацию 271 квартира, 7 двухэтажных и 2 одноэтажных коттеджей, 44-х квартирная гостиница в 4-этажном здании и гостиница на 40 человек, одно общежитие на 50 человек и два на 100 человек. Рабочая столовая на 50 посадочных мест на 300 м², буфет – 90 м².

Ведется работа по развитию спорта, пропаганде здорового образа жизни и гармоничному развитию личности. В ответ на обращение трудящихся рудника Марджанбулак и жителей г. Марджанбулак в городе построен современный спортивный комплекс (рис. 6). По личной инициативе Генерального директора НГМК Санакулова К.С. в г. Заркенте методом «хашара» построен второй прекрасный крытый спортивный комплекс «Ёшлар спорт мажмуаси», укомплектованный современным спортивным инвентарем (рис. 7).. На сегодняшний день работники рудников, заводчане и их дети с огромным удовольствием посещают кружки, занимаются спортом, повышают физическую культуру и спортивное мастерство. Во Дворце культуры с участием детей в возрасте от 8 до 16 лет, в различных направлениях артистической деятельности организованы группы национальных танцев «Зарпарчалар», «Калдиргоч», вокальные группы «Нихол», «Кизларжон» и их выступления уже отмечены на различных конкурсах призовыми местами.

Главную роль в досуге наших работников, да и всего населения г. Нурабада, занимает коллектив ДК «Горняк». Регулярно проводятся различные мероприятия для детей: «Рыцарский турнир», «Зимние забавы», «Аёл борки олам мунаввар», «Ассалом, Навруз», «Голоса Нурабада». Ансамбль национального танца «Офарин», ансамбль народных инструментов «Наво», танцевальная группа «Дебют», неоднократно становились победителями международных, республиканских и областных детских конкурсов. Изделия кружков прикладного искусства ДК «Горняк» являются победителями областных смотров-конкурсов.

Большое внимание уделяется вопросам социальной поддержки трудящихся, оказания благотворительной шефской и спонсорской помощи малоимущим, многодетным семьям, одиноким престарелым пенсионерам и ветеранам труда. В преддверии национальных праздников Навруз, День памяти и почестей, День Независимости Республики Узбекистан, День защиты детей, День Конституции для них приобретаются продуктовые наборы.



Рис. 6. Молодёжный спортивный комплекс в г. Марджанбулак Джизакской области

Ежегодно на оздоровление трудящихся и членов их семей выделяются путёвки. С 2010 - 2014 гг. поправили здоровье в санаториях Республики Узбекистан -141 человек, Профилактории «Металлург» - 326 человек, в странах ближнего зарубежья - 5 человек, отдохнули в Пансионате «Горняк» -195 работников, база отдыха «Лазурное» -236 работника. Особая забота уделяется состоянию здоровья подрастающего поколения. Ежегодно в летний период в загородных лагерях «Согдиана», «Орлёнок», «Сармыш» и «Олимпиец» отдыхают и набираются сил перед началом нового учебного года около 1700 детей.

За годы независимости численность работников рудоуправления выросла более чем в 3 раза. Сегодня весь сплоченный коллектив Южного рудоуправления намерен добиться еще более высоких результатов для успешного выполнения всех поставленных задач.

Всё, что было достигнуто ЮРУ за эти годы, достигнуто за счёт самоотверженного труда коллектива, его стремления не останавливаться на достигнутом, а постоянно двигаться вперёд. Каждый работающий в ЮРУ на своём рабочем месте приобрёл опыт, знания, прошёл закалку трудностями и тяжёлым интеллектуальным трудом.

История нашего предприятия - это история каждого из нас, а юбилей - не просто знаменательное собы-



Рис. 7. Молодёжный спортивный комплекс в г. Заркенте

тие, это праздник всего коллектива, признание достижений, чествование друзей, коллег, ветеранов и нам есть чем гордиться. Все наши победы в производстве были достигнуты слаженной, целенаправленной, творческой работой.

Переход на новые рыночные отношения не сломал нас, а заставил искать новые пути выживания и развития. Предприятие не только сохранило свои позиции, но и существенно укрепило их.

Неумолимо бежит время, меняются поколения, но преемственность, верность и преданность своему

предприятию остаются. Живая история нашего предприятия - это люди, им мы сегодня отдаём дань глубокого уважения, признательности, благодарности и по праву гордимся теми, кто стоял у истоков ЮРУ и теми, кто трудится сегодня. За 50 лет работы рудоуправления несколько поколений внесли большой вклад в его развитие.

Есть уверенность, что наш коллектив Южного рудоуправления способен справиться с большими задачами. Труд наших ветеранов заслуживает самой высокой оценки и благодарности.

УДК 65.011:662.012

© Базаров У.М. 2014 г.

ПУТЬ СТАНОВЛЕНИЯ «ЗОЛОТОГО» ПРОИЗВОДСТВА НА ГМЗ-1

Базаров У.М., главный технолог РУ «ГМЗ-1» НГМК

Maqolada oltin ajratib oluvchi №1 gidrometallurgiya zavodining tarixii saxifalari keltirilgan. Oxirgi 30 yil mobaynida zavodning asosiy programmasi uran ishlab chiqarish tashkil topgan. Uran ishlab chiqarish bazasining keskin kamayishi munosobati bilan, korxonona va uning kollektivi kelajagi muammo bo'lib qoldi. Shu munosobat bilan 1990 yil yanvar oyida Muruntog' konining nome'yoriy oltin aralashmali rudalarini qayta ishlash bo'yicha GMZ-1 zavodi rekonstruksiya programmasi ishlab chiqildi.

Tayanch iboralar: uran rudalarini qayta ishlash, texnologik sxema, gipoxlorid natriy pul'pasini zararsizlantirish, oltin tarkibi, oltin zanjiri, quyuglantiruvchi, nome'yoriy rudalar, chuktiruvchi mashina, sorbciya, urannig zakis'-okisi, kar'er va shaxta, klassifikatorni bo'shatish, oltin ajratish sxemasi.

The historical ways of becoming the gold production on the Hydrometallurgical Plant №1 presents in this article. The main program of the plant almost during three decades was ore processing of uranium deposits. With a view of ending using ore base of uranium production, in fact there was a question of the company's future and its staff. In this regard, in January 1990 was adopted a program on the reconstruction of the plant HMP-1 for the processing of Muruntau deposit off-balance gold ores.

Key words: processing of uranium ores, technological scheme, pulp deactivation with sodium hypochlorite, gold content, gold chain, thickener, off-balance ores, depositing machine, sorption, uranium oxide concentrate, open cut and mine, classifier unloading, gold recovering scheme

К началу девяностых годов прошлого столетия гидрометаллургический завод № 1 (ГМЗ-1) представлял собой сплочённый коллектив с устоявшимися традициями. Основной производственной программой завода практически в течение трех десятилетий была переработка руд урановых месторождений. Это было завершающее звено в технологическом процессе выпуска закиси-окиси урана из руды, добываемой на карьерах и шахтах комбината. Но ситуация кардинально изменилась в начале 90-х гг. В связи с окончанием использования рудной базы уранового производства, фактически встал вопрос о дальнейшей судьбе предприятия и его коллектива. И в январе 1990

года была принята программа по реконструкции ГМЗ-1 для переработки забалансовых золотосодержащих руд месторождения Мурунтау на базе уже смонтированной мельницы ММС 70x23 и сгустителя Ц-50. Технологическая схема и схема цепи аппаратов являлись аналогами схем золотоизвлекательного передела гидрометаллургического завода № 2 (г. Зарафшан). Отличием являлось только то, что на «золотой цепочке» ГМЗ-1 предусматривалось обезвреживание сбросной пульпы гипохлоритом натрия.

При принятии программы высказывалось разное мнение о необходимости данного решения. Низкое содержание золота в руде и большие расходы на ее

транспортировку приводили к росту себестоимости готовой продукции. Технологическая схема монтировалась на предприятии, которое после закрытия рудных источников урана продолжало перерабатывать растворы, полученные методом подземного выщелачивания урана, где основным химическим реагентом является серная кислота. Исследование показало, что имеется не менее десятка вариантов смешивания цианистых пульп и сернокислотных растворов и это могло привести к выделению цианистого водорода. Тем не менее, после выполнения дополнительных мероприятий, исключающих смешивание кислых растворов и цианистых пульп, решение о запуске было принято. Проект «золотой цепочки» был выполнен малым предприятием "Реконструкция", в который входили работники ГП НГМК и института «O'zGEOTEXLIT» (г. Ташкент). 19 апреля 1993 г. был осуществлен пробный запуск схемы по переработке забалансовых золотосодержащих руд месторождения Мурунтау. Благодаря высокой квалификации специалистов и обслуживающего персонала ГМЗ-1 запуск "золотой цепочки" прошел довольно гладко, без каких-либо серьезных неполадок.

Теперь необходимо было выйти на проектные показатели. Но при достижении проектной производительности 60 t/h, в сливе классификатора резко снижался выход готового класса. Выход готового класса в 80% достигался при снижении нагрузки на мельницу до 35-40 t/h. После уменьшения скорости вращения спиралей классификатора с 4 до 2 об/мин, изменения высоты и профиля порога на сливе классификатора, увеличения угла наклона желоба подачи "хвостов" отсадочной машины в классификатор производительность мельницы увеличилась до 55-60 t/h.

Так как запроектированные отсадочные машины ОПМ-22 (2 шт.) отсутствовали, то для извлечения свободного золота вместо них была установлена одна машина типа МОД-4М такой же производительности. В дальнейшем, для достижения проектного извлечения золота в гравикоцентрат была изменена схема перечистки. При запуске "золотой цепочки" возникли трудности с поддержанием стабильной концентрации цианистого натрия в операциях цианирования и сорбции. Содержание цианидов колебалось от 100 до 1000 mg/l. После принятия решения о разбавлении исходного раствора цианистого натрия с 25% до 10% процесс стал управляемым и стабильным.

При изготовлении сгустителя Ц-50 была допущена ошибка – высота борта кармана оказалась на 500 mm ниже проектной, что вызвало проблемы с накоплением оборотной воды. Для устранения данной проблемы пришлось в июле 1993 г. останавливать «золотую цепочку» почти на неделю.

Основные трудности в сорбционном переделе заключались в отмывке и очистке насыщенной смолы от механических примесей (песок, резина, щепа и т.д.). Было принято решение промывать и очищать смолу в имеющейся колонне объемом 30 m³ и на кон-

центрационном столе СКО-1-7,5. После внедрения данной схемы проблема с загрязнением насыщенной смолы была решена.

Технологическим цехом №1 ГМЗ-1 и ЦНИЛ была рекомендована технология по обезвреживанию хвостов сорбции гипохлоритом натрия, которая оказалась вполне приемлемой в промышленных условиях. Однако из-за дефицита гипохлорита, или точнее его отсутствия, «золотая цепочка» уже при запуске оказалась на грани остановки. Попытки использовать какой-либо другой метод обезвреживания не принесли положительных результатов. Снижения концентрации цианидов в сбросной пульпе, тем не менее, удалось добиться за счет смешивания последней с хвостами уранового производства.

Прорыв в области обезвреживания произошел в 1999 г., когда на ГМЗ-1 был получен раствор сернокислого железа (FeSO₄) из магнитной фракции. Обезвреживание раствором сульфата железа цианистых пульп дало положительный результат. Запасы магнитной фракции, продукта, который образуется в процессе измельчения руды за счет истирания металлических шаров и выделенный способом магнитной сепарации на ГМЗ-2, большие и постоянно пополняются. Это предопределило применение для обезвреживания цианидов сернокислым железом и строительство на ГМЗ-1 установки по получению сульфата железа.

После полного завершения в 1994 г. переработки урановых руд для решения вопроса увеличения производительности золотого передела по руде до 400 тыс. t в год, было решено использовать для доизмельчения части песков классификатора 2КСП-24 шаровую мельницу МШЦ 32x31 (М-6), ранее использовавшуюся для измельчения известняка с целью нейтрализации кислых хвостовых пульп уранового производства. Необходимо отметить, что поставленная задача имела ряд трудностей как в конструктивной переделке загрузочной части мельницы, так и подводящих трубопроводов питания. Это, прежде всего, протяженность линий между корпусами около 300 метров с недостаточным перепадом по высоте. Из-за этого трубопроводы часто забивались песком или льдом зимой, что приводило к остановкам мельницы доизмельчения. И все-таки задание было выполнено. В мае 1995 г. доизмельчение было запущено, что решило сразу две задачи: первую – производительность узла измельчения возросла (в 1995 г. было переработано 426 тыс. t), вторую – золотое производство на ГМЗ-1 стало рентабельным.

Отсадочные машины МОД-4М оказались «капризными» в работе. Практически ежедневно ломались штоки, рвались диафрагмы, что отрицательно сказывалось на съеме золота в гравикоцентрат. Заводскими рационализаторами было предложено переделать механические машины МОД-4М на пневматические. Модернизированные машины были запущены в работу в апреле 1994 г.

Резко возрос выход золота в гравиконоцентрат. Снизились трудозатраты на их обслуживание.

Перед заводом в 1997 г. была поставлена задача по увеличению переработки золотосодержащего сырья на 20%. И это несмотря на то, что завод достиг своей проектной мощности по переработке руды 60 т/ч. Специалисты ГМЗ-1 видели, что узким местом, сдерживающим повышение переработки руды мельницей ММС 70x23, является классификатор 2КСП-24, имеющий низкий показатель по выходу готового класса при переработке руды мельницей более 60 т/ч и высокая циркуляционная нагрузка на мельницу. Выход из создавшегося положения виделся в необходимости разгрузки классификатора и снижении циркуляционной нагрузки на мельницу, отправляя пески из классификатора на мельницы доизмельчения, но это требовало дополнительных конструктивных работ и значительных монтажных работ. В июне 1997 г. был запущен блок мельницы М-2 (МШЦ 32x45), а в мае 1998 г. – блок мельницы М-1 (МШЦ 32x45). Это позволило остановить мельницу М-6, которую трудно было обслуживать по указанным выше причинам. Но главное, это позволило повысить переработку руды до 175% от проектной. Это было победой инженерной мысли специалистов завода. Впервые на ГМЗ-1 были применены батарейные гидроциклоны Ø350 и Ø250 мм вместо громоздких классификаторов. Измененная схема заработала успешно. Следует отметить, что гидроциклоны были изготовлены в механическом цехе ГМЗ-1. Слой корунда, нанесенный на внутреннюю поверхность гидроциклонов, предохранял их от износа.

1997 г. стал годом дальнейшего наращивания переработки золотосодержащей руды и устранения технологических нарушений по содержанию песков класса +0,15 мм в сгущенной пульпе. Оно приводило к повышенному износу и расходу ионообменной смолы на сорбции. Необходимо было устранить данное нарушение карты контроля. Инженерно-технические работники завода проанализировали создавшуюся ситуацию и пришли к выводу, что направление желоба питания и размеры окна питания классификатора 2КСП-24 при монтаже оборудования выполнены с отклонениями от проекта. В феврале 1997 г., после проведения капитального ремонта мельницы самоизмельчения, был выполнен значительный объем работ по изменению направляющего желоба, конфигурации окна питания и установке направляющих плит. Во время капитального ремонта была изменена конструкция распределителя пульпы в сгустителе Ц-50, в 2 раза уменьшена скорость вращения ферм сгустителя. При запуске золотоизвлекательной схемы, после капитального ремонта в марте 1997 г., содержание песка класса +0,15 мм в сгущенной пульпе резко снизилось и не превышало установленной нормы.

Для переработки золотосодержащих руд первоначально проектом предусматривалось использование одной цепочки сорбции, состоящей из 13-ти последо-

вательно соединенных пачуков. Однако с увеличением объемов переработки руды производительности одной цепочки сорбции для обеспечения плановых технологических показателей оказалось недостаточно и тогда была запущена, после полной реконструкции (замена аэролифтов и изменение конструкции "головки" пачуков), вторая цепочка сорбции. Это позволило:

- в два раза увеличить время сорбционного выщелачивания;
- уменьшить поток смолы, тем самым увеличив время сорбционного цикла смолы;
- уменьшить содержание золота в жидкой и твердой фазах хвостов, тем самым увеличить извлечение золота;

– повысить емкость насыщенную смолы по золоту.

В 1999-2000 гг. на ГМЗ-1 осуществлялась переработка золотосодержащей руды месторождения Булуткан. Поставщиком руды выступило ОАО Горнорудная компания «Тог гули». Руды месторождения Булуткан относятся к типу упорных руд. Они представлены сложным минеральным составом, где помимо сульфидов, содержатся золотосодержащие гидроокислы железа и значительное количество минералов меди. Присутствие этих минералов сильно осложняет процесс цианирования, повышая расход цианида и снижая извлечение золота. Наличие самородной серы в данной руде также ухудшает процесс цианирования, снижая извлечение. Несмотря на то, что завод не имел достаточного опыта переработки упорных золотосодержащих руд сложного состава, все возникающие в технологии проблемы решались быстро и квалифицированно. Благодаря профессионализму работников завода и ЦНИЛ находились приемлемые технические решения, позволившие переработать упорную руду с высокими технологическими показателями.

С июля 2002 г. в переработку на ГМЗ-1 были вовлечены золотосодержащие руды месторождений Зармитан, Каракутан и Марджанбулак Южного рудоуправления. Переработка этих руд осуществлялась совместно с рудой месторождения Мурунтау.

При совместной переработке руд этих месторождений перед заводом встал ряд проблем, связанных с тем, что:

- руды месторождений ЮРУ имеют различный минералогический и химический состав и зачастую их совместная переработка представляется невозможной;
- содержание золота в поставляемой руде изменялось в широких пределах, что не обеспечивало стабильную нагрузку сорбции по золоту.

Тем не менее, проблемы совместной переработки различных руд были решены путем введения входного контроля сырья, применения грамотной шихтовки руд, оперативным анализом состояния технологии и гибкого изменения технологических параметров из-

мельчения, сгущения, предварительного цианирования и сорбции.

Для ГМЗ-1 вторая половина 2006 г. прошла под знаком предстоящих структурных изменений «золотого» производства. До этого производство по переработке золотосодержащих руд представляло собой раздробленную структуру: рудоподготовка и измельчение находились в цехе № 2; сгущение, цианирование, сорбция, обезвреживание хвостов и урановое производство – в цехе № 3. Такая система создавала определенные трудности в координации производства существуют как самостоятельные цеха. Согласно разработанной программе реструктуризации проведено теоретическое и производственное переобучение рабочих и специалистов. Такая рокировка не сказалась на производственных показателях.

В 2007 г. силами работников ГМЗ-1 и подрядных монтажных организаций проведен ремонт и введена в эксплуатацию третья мельница доизмельчения. В 2008 г. смонтирован и введен в эксплуатацию дополнительный зумпф с насосами для увеличения подачи промпродукта с классификатора на мельницы доизмельчения, что позволило увеличить производительность завода по переработке руды.

В связи с изменением за последние годы сырьевой базы рудоуправлений комбината и перехода с окисленных на полуокисленные, смешанные, сульфидные и упорные типы руд, а также уменьшением доли содержания золота в руде стал актуальным вопрос изменения способа переработки золотосодержащего

сырья ГМЗ-1.

На сегодняшний день специалистами комбината, ГМЗ-1 и ЦНИЛ проводятся работы по разработке и внедрению актуальных способов извлечения золота в руде в лабораторных, полупромышленных и промышленных масштабах.

Одной из таких работ является переработка концентрата отсадочных машин МОД-4М2 в мельнице МШЦ 32х31 с получением 90% помола класса 74 мкм и дальнейшим его сорбционным выщелачиванием при концентрациях $\text{NaCN}=1000 \text{ mg/l}$.

При реконструкции и строительстве данного узла проведена работа по переделке пачука цианирования объемом 200 m^3 под колонный стуститель, где данный тип оборудования ранее не применялся в НГМК. Это позволило сэкономить расходы нормируемых материалов за счет увеличения плотности пульпы и сэкономить материальные средства для установки и приобретения нового стустителя под данную цепочку.

Конечным и основным результатом внедрения данной технологии является увеличение коэффициента извлечения золота в перерабатываемой руде на ГМЗ-1 до 6,7-7,0%, соответственно, и выпуска золота в полуфабрикате – на 1,8-2,0%.

2014 г. для предприятия начался с работы в новых условиях. Но это несколько не повлияло на масштабы, сложность и специфику задач, стоящих перед трудовым коллективом ГМЗ-1. Завод по-прежнему остается надежным партнером и поставщиком, выпускающей нужную для подразделений НГМК продукцию.

УДК 622(091)+622:001

© Василенок О.П., Шмакина М.Г., Музафаров А.М. 2014 г.

ПОЛУВЕКОВАЯ ИНТЕГРАЦИЯ ПРОИЗВОДСТВА И НАУКИ МЕЖДУ ГМЗ-1 И ЦНИЛ

Василенок О.П., начальник ЦНИЛ НГМК; Шмакина М.Г., заместитель начальника ЦНИЛ по технологии; Музафаров А.М., начальник ЛООС и РДК ЦНИЛ НГМК

Maqolada O'zbekiston iqtisodiyoti uchun salmoqli samara beruvchi va o'zaro manfaatli aloqalarning foydaligini isbotlovchi birinchi gidrometallurgiya zavodi (I-GMZ) va markaziy ilmiy-tadqiqot laboratoriyasi (MITL) o'rtasidagi yarim asrlik fan va ishlab chikarish integratsiyasi natijalari keltirilgan. Shuningdek maqolada ishlab chikarish ko'rsatkichlarini oshirish uchun ilmiy-texnikoviy nuqtai nazaridan asoslangan yangi texnologik echimlarni qo'llashning afzallik tomonlari bayon kilingan.

Tayanch iboralar: ishlab chiqarish va fan integratsiyasi, tadqiqot usulini ishlab chiqish va tadbik qilish, texnologik jarayonlarni operativ nazorati, uran va oltin ajratib olishning sorbcion texnologiyasi, amaldagi texnologiyani mukammallashtirish, rudalarni pasportizatsiyasi, reniy va skandiy ajratib olish, ishlab chiqarish chiqindilarni qayta ishlash, ishlab chiqarishning radioekologik aspekti.

The results of the integration of science in production between HMP-1 and CSRL embedded during half a century, proving mutual benefit and giving the loaded benefits to Uzbekistan economy are presented in this article. The joint activity of embedding scientific and new technological solutions to improving the productivity of production also reflected in the article.

Key words: integration of science in production, development and application of analysis method, operating control of technologies processes, sorbate system of uranium and gold production, improvement of operating technology, ore certification, simultaneous extraction of rhenium and scandium, recycling of production waste, radioecological aspects of production.

В декабре текущего года исполняется 50 лет с момента организации Гидрометаллургического завода № 1 НГМК. В начале 60-х гг. прошлого века ударными темпами велось строительство ГМЗ-1. Его назначением была отработка и внедрение технологии переработки урансодержащих руд Учкудукского месторождения в то время новым способом сорбционного выщелачивания. Первые тонны кристаллов АУТК на ГМЗ-1 получили в декабре 1964 г. Первыми анализами являлось определение содержания урана в рудах, технологических растворах и ионообменных смолах и других технологических продуктах, которое проводил ЦНИЛ. С этого момента началась интеграция науки в производство между ГМЗ-1 и ЦНИЛ [1-3].

Для решения технологических задач ГМЗ-1, связанных с анализом руд технологических проб товарной продукции, в основном используются:

- инструментальные (атомно-эмиссионный, атомно-абсорбционный анализ, в том числе с ионносвязанной плазмой, радиометрический, рентгеноструктурный, рентгеноспектральный, гамма- и альфа-спектрометрический, рентгенофлуоресцентный);
- химические (пробирный анализ, весовые и титриметрические методы);
- физико-химические (кулометрия, колориметрия, фотометрия, люминесцентный анализ).

В течении прошедшего полувека проводились целенаправленные технологические и перспективные

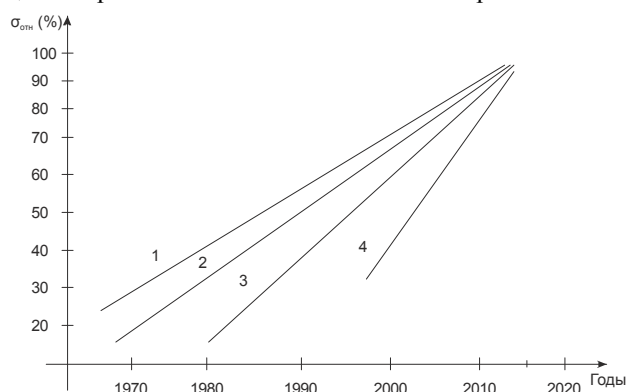


Рис 1. Динамика изменения относительного количества анализов на золото, серебро, уран и изотопов урана по сравнению с количеством анализов выполненных в 2013 г. (отн. %): 1- анализированных проб на золото; 2 - анализированных проб на серебро; 3 - анализированных проб на примеси элементов в закиси-оксида урана; 4 - анализированных проб на изотопы урана в закиси-оксида урана

научно-исследовательские работы [4-5] между ГМЗ-1 и ЦНИЛ (табл. 1).

Опытный цех № 1 находился в составе ЦНИЛ с 1962 г. по 1974 г. и в 1974 г. перешел в состав ГМЗ-1. За счет вхождения рудника Каракутан в состав ГМЗ-1 он 2012 г. репрофилировался в рудоуправление.

Сотрудниками ЦНИЛ и опытным цехом № 1 (ГМЗ-1) в течении полувека проводились инновационные работы, на основе которых были отработаны технологии ГМЗ-1, ГМЗ-2, ГМЗ-3 и ГМЗ-4.

В последние годы выполнялись комплексные программы по увеличению объема переработки золота и урана в структурных подразделениях НГМК, в том числе и на ГМЗ-1.

В начале 70-х гг. разработаны и внедрены гравитационно-сорбционные технологии извлечения золота из забалансовых руд месторождения Мурунтау на ГМЗ-1 и это позволила репрофилировать завод на производство золота на базе существующего уранперерабатывающего производства с минимальными капиталовложениями.

В годы независимости Республики Узбекистан разработаны в ЦНИЛ и внедрены в производство ГМЗ-1 следующие технологии - окисление урановых руд с применением железомарганцевых конгломератов, паспортизация золотосодержащих руд, перерабатываемых на ГМЗ-1, извлечение золота из забалансовых и упорных руд применительно к ГМЗ-1, технология переработки руд месторождения Аджибугут, получение оксида скандия из промежуточных отходов производства, утилизация магнитной фракции с одновременным получением сульфата железа и золотосодержащего кека, жидкого стекла из кварцевых песков и др.

Создание противорадиационного экрана и перекрытие поверхности отработанных урансодержащих руд, находящихся на хвостохранилище ГМЗ-1 с хвостами переработки золотосодержащих руд, существенно снизили радиационный риск загрязнения окружающей территории, тем самым выполнены мероприятия по рекультивации техногенных зон без выделения дополнительных финансовых средств. В свою очередь, это позволило комбинату сэкономить большие денежные средства.

В течении полувека наблюдается тенденция увеличения годового количества выполняемых анализов. Это достигнуто путем внедрения инструментальных методов анализа. На рис. 1 приведена динамика изме-

Перечень внедренных разработок

Таблица 1

Период внедрения разработок	Направление науки (кол-во внедренных НИР)	Наименование разработок	Результаты внедрения
1964–1974гг	Технология (4)	-безфильтрационная кислотнo-сорбционная технология извлечения урана; -способ экстракционной перечистки товарных десорбентов с эквимолярной добавкой триалкиламина; -измельчение пиролюзита на отдельной мельнице вместо подачи на руду; -нейтрализация кислых пульп сырым известняком вместо обожжённого.	Оценка особенности руд и выбор условий для их переработки позволили: снизить расход пиролюзита на 30%; существенно сэкономить серную кислоту и реагенты при экстракции, реэкстракции и в процессе нейтрализации стоков; увеличить насыщение экстрагента в 1,5 раза, тем самым позволило выбрать экономически выгодную технологическую схему переработки разнотипных руд с выпуском готовой продукции природного урана с низкой себестоимостью.
	Аналитика (10)	Методики определения содержания урана, сопутствующих элементов в рудах и технологических продуктах, а также некоторых соединений используемых в технологическом процессе.	Обеспечен оперативный и информативный контроль процесса переработки урансодержащих руд, для достижения установленных параметров технологии.
	Радио экология (3)	-определение концентрации естественных радиоактивных элементов в природных и сточных водах, а также в почве и растениях; -определение МЭД гамма-излучений	Осуществлен мониторинг радиационной обстановки на заводе и в наблюдательных точках, соблюдение санитарно-гигиенических норм, контроль мощности эффективных доз (МЭД).
1975–1983гг	Технология (7)	- внедрение новых ионообменных смол АМП, АМ-2Б, ВП-1АП АФИ-22; - оптимизация технологического процесса ГМЗ-1.	Использование новых ионообменных смол позволило упростить технологические процессы и снизить себестоимость получаемых товарных продуктов; ввод в эксплуатацию пульсационных колон для отмывки кристаллов позволило получить качественную готовую продукции урана.
	Аналитика (11)	- методика определения урана в ионообменных смолах ВП-1АП и АФИ-22; -методики определения Аи, Fe, As, S _{обв} , Sb, кислотности в кислых растворах и др., -методика определения содержания урана на рентгеновском флуоресцентном анализаторе АРФ-6 и на приборе ИСП-30; -усовершенствование руда-контрольной станции.	Обеспечен контроль технологического процесса при использовании новых ионообменных смол, переработки сульфидных руд; освоен полуколичественный методом 35-ти элементов; налажен оперативный контроль за поступление валового количества урана в вагонах и ведения технологического процесса на заводе.
1983–1989гг	Технология (4)	-технологическая схема извлечения урана из забалансовых руд Учкудука; -технология попутного извлечения рения при переработке урановых руд и химических концентратов; -геотехнологическая паспортизация руд Кызылкумской провинции; - технология обогащения и переработки сульфидных руд.	Увеличен ресурс урановых руд путем привлечения в переработку некондиционного сырья; освоен промышленный выпуск перрената аммония соответствующего ОСТ 48-26-80; методология паспортизации позволила выбирать наиболее оптимальные технологические режимы переработки золотосодержащих руд; на базе цеха №1 исследованы возможности различной технологии переработки упорных золотосодержащих руд; оптимизированы работы аппаратов (пачуки, пульсационные колонны).
	Аналитика (10)	-методика определения урана в непрерывном потоке пульпы; -методики определения оптимальных режимов извлечения урана; -способ контроля процесса флотационного обогащения руд; -радиоиндикаторная методика контроля технологических процессов; -ядерно-физические методики определения более 6 элементов в технологических продуктах.	Обеспечен оперативный контроль процесса переработки уран-содержащих руд; выбраны оптимальные режимы переработки разнотипных урансодержащих руд; увеличена оперативность контроля процесса флотации в цехе №1 и условия переработки флотоконцентрата; налажен контроль процесса извлечения рения и определение качества получаемой продукции.

1990 –1996гг	Технология (4)	-окисления урановых руд с применением железомарганцевых конгломератов; -технологическая схема извлечения золота из забалансовых руд месторождения Мурунтау применительно к ГМЗ-1; -разработка и внедрение способа получения оксида скандия из промежуточных урансодержащих отходов.	Сэкономлен валютный ресурс комбината, за счет вовлечения местного пирролизитового сырья; реализация гравитационно-сорбционной технологии позволила извлечение золота из забалансовых руд с обезвреживанием цианид-содержащих стоков сульфатом железа, получаемого из магнитной фракции; получена опытная партия оксида скандия, соответствующая требо-ваниям ОСТ.
	Аналитика (5)	-титриметрическая методика определения полиакрил-амида в исходном геле и рабочих растворах.	Освоен оперативный контроль процессов: сгущения золотосодержащих руд; переработки химоконцентратов; получения оксида скандия.
	Радиоэкология (2)	-методика определения концентрации 11 вредных веществ в воздухе, в рабочей и санитарно-защитной зоне; -методика оценки величины ветрового переноса в атмосферу техногенных продуктов хвостохранилища ГМЗ-1.	методики используются для мониторинга вредных выбросов промышленных предприятий в атмосферу и контроля условий труда; оценены величины переноса в атмосферу техногенных продуктов, предложены конкретные меры их предотвращения.
1997 –2000гг	Технология (3)	-схема утилизации магнитной фракции с получением сульфата железа; -схема получения жидкого стекла из песков Джеройского месторождения; -схема регенерации формовочных песков литейного производства ПО “НМЗ”.	реализовано в ГМЗ-1 опытное производство получения сульфата железа; освоен промышленный выпуск жидкого стекла, освоен промышленный выпуск жидкого стекла для литейного производства ПО НМЗ и других потребителей.
	Аналитика (2)	-аккредитация аналитической лаборатории в соответствии по O`z DSt ISO/IEC 17025:2007	получено свидетельство об аккредитации UZ.AMT.07.MAI №630 от 01.02.2008г. без ограничения срока действия для анализа более 30 ингредиентов, в том числе для контроля технологического процесса ГМЗ-1
	Радио экология (4)	МВИ объемной активности радона, ЭРОА, ДАН в природных объектах, определение суммарной альфа и бета активности сухого остатка воды, определение содержания 17 химических элементов в питьевых, природных, сточных и поверхностных водах.	методика используется для мониторинга радиационной обстановки на территории ГМЗ-1 и в зоне деятельности завода, МВИ аттестованы в ГосСИАК.
2000 –2014гг	Технология (2)	-технологическая паспортизация золото-содержащих руд, поступаемых на ГМЗ-1 и ГМЗ-4; -отработка флотационно-биооксидно-сорбционной технологии извлечения золота из руды месторождения Кокпатас, Даугызтау.	исследования проведенные в цехе №1, позволили оценить особенности руд и выбрать экономически выгодную технологическую схему переработки золотосодержащих руд в ГМЗ-1, ГМЗ-3 и ГМЗ-4.
	Аналитика (10)	-модернизация 2-х спектрографов СТЭ-1, путем установки на них многоканальных анализаторов эмиссионных спектров; -методика определения массовой концентрации урана и примесей в растворах солей серноокислых (химконцентратах).	обеспечена электронная регистрация эмиссионных спектров, МВИ внесены в реестр методик Агентства «Узстандарт» и пользуется в Аттестованных лабораториях НГМК. Налажен контроль качества выпускаемой готовой продукции урана, золота, серебра, палладия, рения, скандия, серноокислого железа и др.
	Радиоэкология (3)	-аккредитация ЛООС и РДК на техническую компетентность и в соответствии с требованиями НСА Уз по O`z DSt ISO/IEC 17025:2007. - выпуск МВИ: определение радионуклидного состава закиси-оксида урана и химических концентратов урана.	получено свидетельство Агентства «Узстандарт» UZ.AMT.07.MAI №755 от 11.01.2010г. без ограничения срока действия; освоен систематический анализ содержания U ²³⁴ в закиси-оксида урана; осуществлен контроль качества готовой продукции ГМЗ-1 с низкой удельной активностью продукции.

нения относительного количества проведенных анализов по сравнению с анализами, проведенных в 2013 г. Из рис. 1 видно, что с годами существенно увели-

чивается количество анализируемых проб, означающих оперативность производимых анализов, увеличение объема переработки полезных ископаемых и,

соответственно получаемой готовой продукции.

Аналитическая лаборатория и лаборатория ООС и РДК ЦНИЛ аккредитованы в Агентстве Узстандарт на техническую компетентность в широком аспекте деятельности ГМЗ-1. В последние годы в ЦНИЛ разработаны и аттестованы более 40 методик, актуализированы более 100 методик выполняемых измерений (МВИ) элементного анализа технологических и экологических образцов. Практически все эти МВИ внедрены в производство комбината, в том числе в ГМЗ-1 для решения специфических задач производства. В 2011 г. разработка и аттестация в Агентстве «Узстандарт» как стандартного образца урана товарной продукции ГМЗ-1 позволило сэкономить валютные средства комбината, необходимые для закупки стандартного образца из-за рубежа.

Кроме перечня внедренных разработок ЦНИЛ (табл. 1) проводились и проводятся следующие технологические и научно - исследовательские работы для ГМЗ-1:

- круглосуточное обеспечение необходимыми оперативными анализами цеха № 1 для оперативного контроля технологических процессов при полупромышленных испытаниях технологических схем;
- определение содержания золота в рудах, хвостовых сбросах, ионообменных смолах, гравиконоцентрате и других технологических продуктах методом пробирного и атомно-абсорбционного анализа;
- многоэлементный анализ руд, горных пород и других твердых проб;
- анализ технологических урансодержащих и золотосодержащих растворов участков подземного выщелачивания урана и технологических процессов ГМЗ-1 и опытного цеха № 1;
- разработка методик выполнения измерений методом пробирного анализа;
- выдача исходных данных для проведения ежемесячного материального баланса на золото и уран;
- входной контроль реагентов и веществ, используемых в технологических процессах ГМЗ-1;

- контроль качества сернокислых концентратов урана, поставляемых подразделениями комбината (СевРУ, ЮРУ, РУ-5);

- контроль готовой продукции (закиси-окиси урана, сульфата железа, сульфата алюминия, жидкого стекла);

- разработка, актуализация, метрологическая аттестация методик выполнения измерений для подразделений НГМК с последующей их регистрацией в Агентстве Узстандарт;

- определение еженедельной концентрации цианидов в производственных стоках, отправляемых в хвостохранилище ГМЗ-1;

- определение вредно-химических веществ в воздухе рабочей зоне ГМЗ-1 и в прилегающих зонах;

- определение вредно-химических веществ в производственных стоках и подземных водах, отобранных из наблюдательных скважин вокруг хвостохранилища ГМЗ-1 и т.д.

Перед коллективом РУ «ГМЗ-1» и ЦНИЛ поставлена важная задача увеличения эффективности переработки сложных по составу и бедных золотосодержащих руд в гидрометаллургических заводах комбината с целью расширения сырьевой базы.

В настоящее время ожидается приобретение современных приборов и оборудования для оперативного аналитического контроля технологических процессов. Увеличение объемов производимых анализов на золото пробирным методом, путем модернизации существующей лаборатории, несомненно, ускорит процесс паспортизации сложных по составу руд в ГМЗ-1. Есть возможность существенно расширить сырьевую базу комбината и выбрать оптимально гибкую и эффективную технологию переработки сложных по составу некондиционных руд.

Таким образом, интеграция науки и производства в течение полувека между ГМЗ-1 и ЦНИЛ еще раз доказала взаимовыгоду и дала свои, несомненно, весомые плоды для экономического потенциала комбината.

Список литературы:

1. Санакулов К.С. «Навоийскому горно-металлургическому комбинату - 55 лет». // Горный журнал. Москва. №8(1). 2013. - с. 4-8.
2. Санакулов К.С., Мадаминов Ш.А., Валиев М.В. «Проблемы развития инновационной деятельности Навоийского горно-металлургического комбината». Издательство Бухара. 2011. - 404 с.
3. Ослоповский С.А. Рудоуправление «ГМЗ-1». «Новаторство - гарантия выполнения поставленных задач». // Горный Вестник Узбекистана. №2 (53). 2013. - с. 18 – 20.
4. Саттаров Г.С., Лильбок Л.А., Ларионов Е.Д. и др. «Вклад ЦНИЛ в создание и развитие урано и золотодобывающей промышленности Узбекистана». Навои, Типография НГМК. 2007. - 252 с.
5. Думбрава А.А. «Из истории становления завода». // Горный Вестник Узбекистана. №4 (19). 2004. - с. 3 – 8.

УЛУЧШЕНИЕ ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ ОБСТАНОВКИ ХВОСТОХРАНИЛИЩА ГМЗ-1 ЭФФЕКТИВНЫМ МЕТОДОМ ЗАХОРОНЕНИЯ ПОЛИГОНОВ С РАДИОАКТИВНЫМИ ОТХОДАМИ

Ослоповский С.А., директор РУ «ГМЗ-1»; Тухтаев А.К., начальник отделения хвостохранилища РУ «ГМЗ-1»; Байков В.Н., главный специалист НИЛ института «O'zGEORANGMETLITI»; Тошев М.М., инженер инновационно-технической службы РУ «ГМЗ-1»

Maqolada "GMZ-1" zavodi uranli rudalarni qayta ishlash natijasida hosil bo'lgan chiqindilar va ularni saqlash omborining atrof muhitga ta'sirini kamaytirish effektiv usullari ko'rib chiqilgan. Olib borilgan tadqiqotlar shuni ko'rsatadiki chiqindilarni saqlash omborining markaziy qismidagi fil'trasiya koefitsienti $2,5 \cdot 10^{-2}$ – $3,5 \cdot 10^{-2}$ m/kun tashkil etadi. Chiqindilar saqlash omborini ishga tushirish uchun uran ishlab chiqarish koldiqlarini yer osti gidrosferasiga aralashib ketishdan saqlash uchun ekran hosil qilish taklif etilgan.

Tayanch iboralar: chiqindilarni saqlash usullari, uranli rudalarni qayta ishlash chiqindilari, atrof muhiti, chiqindilarni saqlash ombori, ekranlashtirish, yer osti gidrosferasi, drenaj pardasi, texnologik jarayonlar, radioaktiv chiqindilar.

The effective methods of disposal of uranium processing and reduction of the impact of the "HMP-1" tailings on the environment are discussed in the article. Conducted a studies have shown that the coefficients of permeability in the central thicket of the map of the tailings dump have wide values starting from $2,5 \cdot 10^{-2}$ to $3,5 \cdot 10^{-2}$ m/day. It is necessary to provide screening of tailing deposits of the uranium production for commissioning.

Key words: methods of disposal, waste of process, uranium ores, environment, tailing dump, screening, underground hydrosphere, drainage barrier, process technologies, radioactive waste.

Охрана окружающей среды в настоящее время превратилась в важнейшую проблему современности. Многочисленными исследователями установлено, что одним из источников негативного воздействия на окружающую среду являются накопители твердых и жидких промышленных отходов. При этом хвостохранилища, шламонакопители и пруды-отстойники являются постоянно действующими источниками (возможного) негативного воздействия на природную среду.

Основными задачами настоящей работы является разработка эффективного метода захоронения отходов переработки урановых руд и снижения воздействия хвостохранилища ГМЗ-1 на окружающую среду по радиационному фактору. Хвостовое хозяйство включает хвостохранилище, дренажную завесу, систему гидро-транспорта и систему оборотного водоснабжения. В северной части хвостохранилища (по пересечению направления потока грунтовых вод) в целях предотвращения загрязнения и перехвата грунтовых вод, построена дренажная завеса, состоящая из 24 скважин. Скважины оборудованы глубинными насосами. Вся вода из скважин дренажной завесы откачивается на завод в технологический процесс.

До 1995 г. в хвостохранилище производилось складирование хвостов от переработки ураносодержащих руд, а с 1995 г., в связи с частичным репрофилированием ГМЗ-1, начата укладка хвостов от переработки золотосодержащих руд совместно с отходами от переработки концентрата ПВ ураносодержащих руд.

Хвостохранилище ГМЗ-1 состоит из 7 карт с общей площадью 630 га. Все карты по условиям и времени эксплуатации отличаются друг от друга и имеют свои особенности. Большинство карт 7-1, 2, 3, 6 строились и эксплуатировались как наливные, и только карты 4, 5 и 8 – намывными.

Для экспериментальной проверки эффективности захоронения урановых хвостов пульпой «золотой цепочки» были организованы два опытных участка с высокими радиационными показателями – мощностью экспозиционной дозы (МЭД) гамма-излучения до 1700 мсг/ч, эксхалляция радона – $5-7$ Вк/м²·с. Опытные участки имели в плане форму прямоугольников с размерами сторон 100 x 50 м, располагались последовательно друг за другом, строились путем отсыпки дамб обвалования из хвостовых отложений. Исходное состояние радиационной обстановки характеризовались МЭД гамма излучения в пределах 950-1250 мсг/ч для участка № 1 (при соответствующих средних значениях для каждого участка 1070 и 1080 мсг/ч); 850-1200 мсг/ч для участка №2 и полностью потока радона (эксхалцией) в пределах 0,5-6,4 Вк/м²·с (при среднем значении 3,4 Вк/м²·с).

Для подачи пульпы в опытные участки по гребне западной дамбы смонтирован распределительный пульповод с выпусками по длине. На участке № 1 был намыт пульпой золотого производства слоем 1 м на участке № 2 0,5 м. В течение года проводились наблюдения за радиационной обстановкой опытных

участков. Результаты наблюдений представлены в табл. 1.

Анализ наблюдения свидетельствует о том, что уже полуметровый слой намывной пульпы позволяет снизить уровень МЭД в 5,5 раза, а эксхалляцию радона в 20 раз.

Специалистами института «O`zGEORANGMETLITI» на опытном участке карты показана принципиальная возможность использования пылевато-глинистых фракций, содержащихся в пульпе и отбираемых из пульповода при подаче хвостов на складирование. По результатам опытных работ определено, что при толщине покрытия урановых хвостов хвостами переработки золотосодержащих руд более 1 м при любой влажности хвостов, гамма излучение будет обусловлено, главным образом, излучением самих хвостов и космическим излучением. Сумма МЭД этих излучений составит 15-20 мкР/ч. В соответствии с рекомендациями «Основных санитарных правил обеспечения радиационной безопасности» (ОСПОРБ-2006) СанПиН 0193-06, захороненная карта должна отвечать пункту 2.10, т.е. мощность экспозиционной дозы гамма излучения на высоте 1 м от поверхности не должна превышать 100 мкР/ч сверх естественного фона, характерного для данной местности. Этими правилами допускается осуществлять захоронение хвостов переработки урановых руд противодиффузионным экраном из хвостов переработки нерадиоактивных руд при их намыве на поверхность урансодержащих хвостов. На основании этого можно сказать, что сооружаемый на опытном участке противодиффузионный экран на урановых хвостах мощностью свыше 1 м одновременно является и противорадиационным, т.е. комбинированным.

При намыве трех слоев экрана общей мощностью 0,85 м коэффициенты фильтрации достигли значений от $4,1 \times 10^{-4}$ до $3,9 \times 10^{-3}$, а подстилающего слоя (урановых хвостов) – около 3 м/д.

Достигнутое снижение фильтрации практически ликвидировало поступление жидкой фазы пульпы (загрязненных вод) в нижележащие слои. В зоне капиллярного поднятия на глубине 1,5 м влажность за 1,5 года ведения работ по намыву экрана возросла всего на 1%, что соответствует

Таблица 1

Изменение средних величин МЭД гамма излучения, мкР/ч и эксхалляция радона, Бк/м²·с с поверхности опытных участков

№ опытных участков	Мощность слоя, м	МЭД гамма излучения, мкР/ч		Эксхалляция радона, Бк/м ² ·ч	
		Исходное состояние	После намыва	Исходное состояние	После намыва
№1	1,0	1070	100	3,45	0,122
№2	0,5	1080	200	3,45	0,176

воздушно-сырому состоянию грунта и свидетельствует об отсутствии фильтрации в нижележащие слои. Результаты предыдущих исследований установлено, что для достижения оптимального использования полезной емкости карт хвостохранилища необходимо вести проведение намывов слоями с последующим «отдыхом» пляжа не менее 2-х месяцев. При этом увеличивается плотность уложенных хвостов с 1,26-1,32 кг/см² до 1,38-1,43 кг/см² и полезной ёмкости на 5-7%. Проведены исследования и получены положительные результаты возможности использования пылевато-глинистых фракций, отбираемых из хвостовой пульпы для намыва противодиффузионного экрана в условиях хвостохранилища.

В процессе проведения намыва выполнялись и регистрировались следующие основные параметры:

- фронт намыва;
- мощность намываемого слоя;
- консистенция подаваемой на намыв пульпы.

Кроме этого, необходимо установить следующие параметры хвостового материала:

- гранулометрический состав пульпы;
- плотность и влажность пляжевых отложений;
- гранулометрический состав пляжевых отложений.

По результатам анализов средневзвешенный качественный состав пульпы, поступающей на хвостохранилище, выглядит следующим образом:

- вес твердой фазы – 370,4 г;
- вес жидкой фазы – 883,8 г;
- плотность пульпы – 1,24 г/см³;
- консистенция пульпы (Т:Ж) – 1 : 1,70 ÷ 1:3,95.

На основе проведенных исследований получены показатели гранулометрического состава по фракци-

Таблица 2

Гранулометрический состав хвостовой пульпы

Гранулометрический состав (%) при размере фракций (мм)						Содержание фракций, %			
1,0-0,5	0,5-0,25	0,25-0,1	0,1-0,05	0,05-0,01	0,01-0,005	<0,005	песок >0,05	пыль 0,05-0,005	глина <0,005
1,4	1,3	13,2	19,3	37,5	14,6	12,7	35,2	52,1	12,7
0,8	2,0	10,5	20,0	34,9	15,9	15,9	33,3	50,8	15,9
1,0	2,5	14,1	23,3	23,4	14,0	12,7	40,9	46,4	12,7
0,1	1,2	14,9	20,9	33,0	15,9	14,0	37,1	48,9	14,0
0,3	0,8	9,6	22,7	38,1	15,2	13,3	33,4	53,3	13,3
0	0,2	7,7	32,0	37,2	8,8	14,1	39,9	46,0	14,1
0	0,1	4,7	17,1	42,5	16,5	19,1	21,9	59,0	19,1

ям, которые приведены в табл. 2.

Усредненные показатели пульпы, поступающей на хвостохранилище, имеют следующие характеристики: песчаные фракции – 34,5%; пылеватые фракции – 50,9%; глинистые фракции – 14,5%. Суммарное содержание пылевато-

глинистых фракций 66,6%. Анализ геотехнических характеристик поверхностных отложений пляжа после намыва 4 слоя экрана на опытном участке показал, что влажность на пляже изменяется в пределах от 29,10 до 50,05% при среднем значении 38,72%, плотность грунта изменяется в пределах от 1,17 до 1,40 г/см³ при среднем значении 1,28 г/см³ (табл. 3).

После завершения намыва 4 слоя экрана, т.е. всего экрана в целом, на пляжах опытного участка проведены опыты по определению коэффициентов фильтрации в полевых и в лабораторных условиях. В полевых условиях определения происходили в соответствии с O'zDSt 741-96 по методу Н.С. Нестерова, который дает более точные результаты при определении фильтрационных характеристик для больших фильтрующих площадей (табл. 4).

При прохождении шурфа глубиной до 2,5 м перед намывом экрана определены первоначальные значения плотности и влажности глубинных отложений. Результаты анализов приведены в табл. 5.

Средняя влажность отложений на поверхности пляжа составляет 5,8%, а на глубине – 11,25%. После завершения намыва противofильтрационного экрана

Таблица 3

Гранулометрический состав поверхностных отложений пляжа									
№ п/п Номер пробы	Гранулометрический состав (%) при размере фракций (мм)					Содержание фракций, в %			Суммарное содержание (пыль+глина)
	0,25-0,1	0,1-0,05	0,05-0,01	0,01-0,005	< 0,005	песок	пыль	глина	
						>0,05 mm	0,05-0,005 mm	<0,005 mm	
1	0,2	10,9	50,8	17,8	20,3	11,1	68,6	20,3	88,9
2	0,3	13,4	47,0	15,2	24,1	13,7	62,2	24,1	86,3
3	0,6	13,0	55,9	12,7	17,8	13,6	68,6	17,8	86,4
4	2,0	24,4	41,9	14,6	17,1	26,4	56,5	17,1	73,8
5	1,1	40,5	41,0	7,0	9,5	41,6	48,9	9,5	58,4
6	1,3	14,9	53,3	11,4	19,1	16,2	64,7	19,1	83,8
7	2,9	32,2	38,2	10,2	16,5	35,1	48,4	16,5	64,9
8	0,0	1,0	53,3	23,5	22,2	1,0	76,8	22,2	99,0
9	0,3	14,0	51,4	17,8	16,5	14,3	69,2	16,5	85,7
10	1,0	13,3	42,5	21,6	21,6	14,3	64,1	21,6	85,7

на площади опытного участка для определения распределения влажности и плотности пород экрана и подстилающих пород пробурены вручную две скважины на глубину 2 м и пройдены два шурфа глубиной 1,6 м. Отбор проб в скважинах производился через 0,5 м, в шурфе – через 0,2 м, результаты которых приведены в табл. 6.

Согласно результатам, основная влага держится в слое намывного экрана, состоящего из отобранных из хвостовой пульпы пыли и глины. С увеличением глубины влажность резко падает до 10-12% в урановых хвостах, т.е. почти до естественной влажности на этой глубине.

На рис. 1 представлена схема распределения влажности по глубине скважины и шурфа. Исходя из чего, можно сказать, что намывный экран задерживает основную влагу по поверхности пляжа и дает этой

Таблица 4

Значения коэффициентов фильтрации на опытном участке до намыва и после каждого этапа намыва экрана

Место определения коэффициента фильтрации	Значение коэффициентов фильтрации, m/d				
	До начала намыва	После намыва 1 слоя экрана	После намыва 2 слоя экрана	После намыва 3 слоя экрана	После намыва 4 слоя экрана
Створ 1	2,7	4,8·10 ⁻²	–	–	1,0·10 ⁻³
Створ 2	1,12	2,4·10 ⁻¹	–	–	1,0·10 ⁻³
Створ 3	2,3	–	1,56·10 ⁻²	9,4·10 ⁻³	1,0·10 ⁻⁴
Створ 4	–	8,3·10 ⁻²	9,4·10 ⁻³	9,5·10 ⁻⁴	5,9·10 ⁻⁴
Створ 5	3,36	–	1,95·10 ⁻²	9,2·10 ⁻⁴	7,5·10 ⁻⁴
Створ 6	–	1,3·10 ⁻¹	8,2·10 ⁻³	8,4·10 ⁻⁴	7,1·10 ⁻⁴
Створ 7	–	–	4,32·10 ⁻²	7,9·10 ⁻⁴	9,1·10 ⁻⁴
Створ 8	3,6	4,1·10 ⁻²	3,7·10 ⁻²	2,6·10 ⁻³	9,5·10 ⁻⁴

Таблица 5

Показатели влажности и плотности отложений хвостов по глубине перед началом намыва экрана

Место на пляже	Глубина отбора проб, м	Влажность проб, W, %	Плотность проб, ρ, g/cm ³
Скважина 1	0,0	33,65	1,32
	0,5	32,61	–
	1,0	33,77	–
	1,5	18,30	–
	2,0	12,1	–
Скважина 2	0,0	41,93	1,29
	0,5	38,94	–
	1,0	36,45	–
	1,5	9,64	–
Шурф	0,0	8,11	–
	0,0	44,76	1,30
	0,4	44,60	1,22
	0,8	11,73	1,35
	1,2	10,6	1,35
1,6	9,28	1,36	

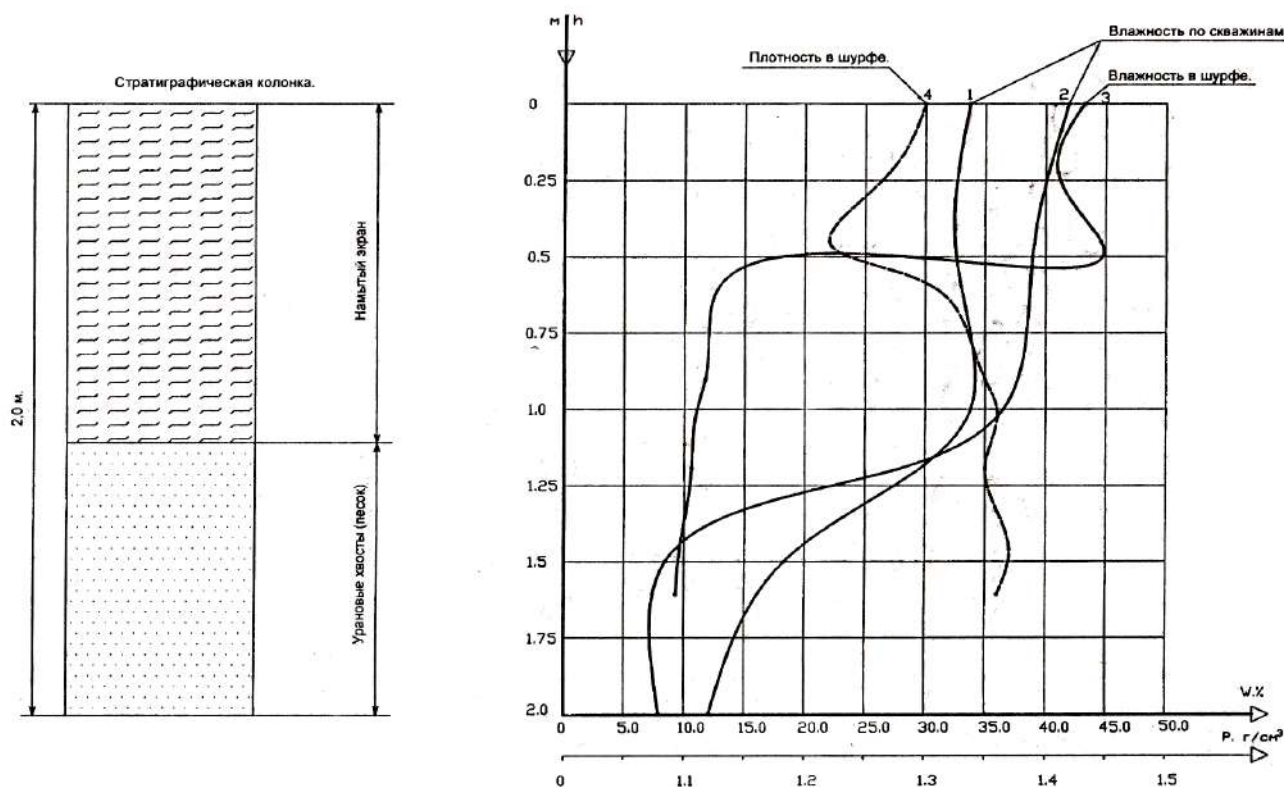


Рис. 1. Распределение влажности по глубине скважин (1, 2), в шурфе (3) и плотности грунта в шурфе (4)

влаге испаряться, фильтруется минимальная часть, насыщая при этом слой экрана. Результаты исследований, проведенных институтом «O'zGEORANGMETLITI» на картах 3, 4, 5 хвостохранилища ГМЗ-1 легли в основу разработки регламента совместной опытно-промышленной эксплуатации по намыву противорадиационного и противофильтрационного экранов на картах 3, 4, 5, 6, 7-1 и 8, основная цель которой – рациональное использование остаточных объемов карт, предотвращение негативного воздействия на

атмосферу и подземную гидросферу.

Проведенные исследования показали, что коэффициенты фильтрации в центральной чаше карты 8 хвостохранилища имеют широкие значения – от $2,5 \cdot 10^{-2}$ до $3,5 \cdot 10^{-2}$ m/d. Для ввода карты в эксплуатацию необходимо предусмотреть экранирование хвостовых отложений уранового производства и подземной гидросферы от попадания хвостовых вод.

В настоящее время ведутся работы по созданию противофильтрационного экрана по отдельным участкам карты 8 шириной 300-350 m, при которых значительно уменьшаются уклоны. Первый участок 8-1 площадью около 30 га образован оградительной дамбой на расстоянии 300 m от южной дамбы карты 8.

Для выполнения работ на опытно-экспериментальном участке 8-1 карты 8 составлен проект, объектная и сводная сметы. Согласно документации, снижение стоимости строительства предлагаемого намывного экрана по сравнению с экраном из привозного суглинка (традиционный метод) составит в 4,18 раза.

Таким образом, по мере создания намывного экрана на участках карты 8-2, 8-3, 8-4 и 8-5 эти участки, по мере намыва экрана на предыдущем участке, будут вводиться в эксплуатацию, т.е. на них возможно складирование хвостов производств рудоуправления «ГМЗ-1».

Таблица 6

Распределение влажности и плотности грунта по глубине отложений после завершения намыва экрана

Шаг отбора проб по глубине, m	Влажность, W, %	Плотность влажных хвостов, ρ_w , g/cm ³	Плотность сухих хвостов (скелета), ρ_c , g/cm ³
0	4,5	1,36	1,25
0,5	10,15	1,41	1,28
1,0	5,50	1,48	1,39
1,5	5,70	1,48	1,29
2,0	9,45	1,42	1,29
2,5	11,25	1,38	1,24
Средние значения по шурфу	7,75	1,42	1,31

РУДОУПРАВЛЕНИЕ ГМЗ-1 НА СЛУЖБЕ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ ГОРНОГО ДЕЛА И МЕТАЛЛУРГИИ

Худояров Т.У., главный инженер РУ ГМЗ-1; Нормуротов Р.И., начальник инновационно-технической службы РУ ГМЗ-1; Тошев М.М., инженер инновационно-технической службы РУ ГМЗ-1

Maqolada «GMZ-1» kon boshqarmasi uskunalarini madernizatsiyalash va innovacion echim hamda loyihalar bo'yi-cha ish faoliyati doirasidagi muammolar keltirilgan. Kombinat bo'limlardagi oltin tarkibli rudalarni qayta ishlashning oshishini hisobga olgan holda suyuq shisha va temir kuparosi eritmasi va tuzini ishlab chiqarish aktiv rivojlanmoqda.

Tayanch iboralar: *innovacion echim va loyihalar, uskunalarini modernizatsiyalash, oltin va suyuq shisha ishlab chiqarish, texnologik qayta tiklash, zavod laboratoriyasi, uskunalar ish qobiliyati, kar'er avtotransporti, kon-shaxta texnikasi.*

The business profile of MA "HMP-1" on equipment modernization is reviewed and innovative solutions and projects are developed in the article. The ways of active development of liquid glass production, the output increasing of solution and ammonium ferrous sulphate with the enrichment of gold ore processing in units of the plant are suggested.

Keywords: *innovative solutions and projects, equipment modernization, gold and liquid glass production, technological re-equipment, plant laboratory, operability, career motor transport, mining equipment.*

В апреле 2012 г. в жизни ГМЗ-1 произошло важное событие – образовано рудоуправление «ГМЗ-1» на базе завода, рудника и автогаража «Каракутан», целью создания которого являлось упорядочение и оптимизация работы рудника и автогаража «Каракутан», внедрение передовых методов организации труда, повышение эффективности горно-добычных работ для дальнейшей стабилизации переработки руды и выпуска золота в полуфабрикате. Другими словами, создание РУ ГМЗ-1 должно интенсифицировать работу рудной базы для ГМЗ-1.

Специалистами ГМЗ-1 проведена работа по определению степени работоспособности оборудования, карьерной и горно-шахтной техники, подлежащей передаче с баланса ЮРУ на баланс РУ «ГМЗ-1». Состояние всего парка карьерного автотранспорта, горно-шахтной техники, электрооборудования карьеров и шахт требует для приведения их в работоспособное состояние не только дополнительных затрат, но и

постоянного контроля их состояния, эксплуатации и ремонта.

В настоящее время особенно интенсивно ведется поиск и внедрение в производство инновационных технических решений, повышающих гидрометаллургическую переработку золотосодержащей руды.

По программе модернизации, технического и технологического перевооружения, утвержденной Правительством Республики Узбекистан, реконструировано урановое производство. Заменено старое, изношенное оборудование, прослужившее 30-40 лет на новое, более современное, позволяющее увеличить выпуск закиси-оксида урана на 30% и улучшить условия труда обслуживающего персонала.

Заводская технологическая лаборатория и группа по контролю над условиями труда, работая в новом здании, оснащенной современным оборудованием и техникой, позволили повысить экспрессность и точность проводимых анализов.

В течении 2010-2014 гг. в рудоуправлении реализованы важные опытно-конструкторские и инновационные проекты (рис. 1):

– проведена реконструкция I стадии измельчения для повышения переработки золотосодержащих руд. Если ранее завод перерабатывал в основном руду месторождения Мурунтау, то с января 2009 г. в переработку поступает новая, практически не освоенная на золотоизвлекательной цепочке ГМЗ-1 руда месторождения Аджибугут. Весь 2009 г. и начало 2010 г. разрабатывались конструктивные и технологические решения по оптимизации её переработки, проведены опытно-исследовательские работы и реализованы проекты оптимизации технологии I стадии измельчения с введением допол-



Рис. 1. Опытно-конструкторские и инновационные проекты

нительного классифицирующего оборудования на слив ММС 70×23 – гидроциклона ГЦ-750 мм;

– оптимизирован процесс II стадии измельчения за счет замены насосов 5ГР и гидроциклонов ГЦ-350, ГЦ-250, установленных последовательно на сливе мельниц МШЦ-32-45, на более производительные насосы 8Гр-8Т и гидроциклоны ГЦ-380;

– проведена оптимизация технологии процесса сгущения пульпы за счет изменения конструкции загрузочного устройства и способа подачи флокулянта в сгуститель Ц-50 [1], а также подача в смеси с полиакриламидом флокулянта Праестол-2500 в соотношении 1:1. Увеличилась удельная производительность процесса сгущения до 2,05 т/м² в сутки, в связи с чем:

– произведено расширение опытно-промышленной установки по получению раствора сульфата железа с монтажом двух дополнительных реакторов для обеспечения нужд подразделений НГМК железным купоросом;

– внедрена исследовательская работа по возврату в технологический процесс экстрагентов из взвесей, образующихся в процессе получения закиси-окиси урана методом экстракции. Результаты работы по регенерации взвесей показали, что при их обработке маточным раствором процесса экстракции, в технологический процесс возвращаются используемые экстрагенты: триалкиламин, трибутилфосфат, Д2ЭГФК от 7 до 9%.

Экономический эффект от возврата реагентов в год составил 53,56 млн. сум;

– совместно с сотрудниками ЦНИЛ проведена работа по выбору и отработке технологии извлечения золота из кека магнитной фракции ГМЗ-4, позволяющая извлекать золото из кека магнитной фракции на 97-98%;

– вовлечена в переработку золотосодержащей руды мельница МШЦ 32×31, которая позволила увеличить производительность по переработке руды с 166 т/ч до 187 т/ч, т.е. на 10-12%, что увеличило выпуск золота в полуфабрикате;

– в производстве закиси-окиси урана при прокаливании кристаллов АУТК в печах ВГТП образуются газы, которые поступают в кожухотрубчатые теплообменники, где за счет орошения раствором и отбора тепла от реакционной системы происходит образование аммиачного раствора. В процессе длительной эксплуатации теплообменника в межтрубном пространстве образуется накипь солей, что приводит к ухудшению или блокировке циркуляции охлаждающей жидкости через теплообменник. В связи с этим теплообменник, вышедший из строя, необходимо менять на новый теплообменник. В целях экономии средств, расходуемых на приобретение нового теплообменника и увеличения срока эксплуатации, используется способ очистки (раскисления) межтрубного пространства теплообменника от накипи раствором азотной кислоты.

Экономический эффект от реализации работы составил 290,78 млн. сум;

– в целях экономии ГСМ, дизтоплива и денежных средств РУ «ГМЗ-1» НГМК на приобретение запасных частей ДВС «PERKINS» компрессора KB 12/8 при их дефиците и охраны окружающей среды от вредных угарных газов, произведен демонтаж двигателя внутреннего сгорания компрессорной установки KB-12/8П бурового оборудования СБУ 100-ГА50 производства компании «PERKINS». Вместо ДВС «PERKINS» установлен электродвигатель 5А250МИ мощностью 55 кВт. Экономический эффект от реализации инновационной работы составил 84 млн. сум в год.

Сегодня в ГМЗ-1 перерабатываются руды месторождений Кокпатас, Даугызтау, Аджибугут и Каракутан. В связи с изменением за последние годы сырьевой базы рудоуправлений комбината и перехода с окисленных на полуокисленные, смешанные, сульфидные и упорные типы руд, а также уменьшением доли содержания золота в руде, стал актуальным вопрос изменения способа переработки золотосодержащего сырья на ГМЗ-1. Одним из таких работ является, переработка концентрата отсадочных машин МОД-4М2 в мельнице МШЦ 32×31 с получением 90% помола класса 0,074 мм с дальнейшим его интенсивным сорбционным цианированием при концентрациях NaCN=1000 мг/л. С данной целью проведена реконструкция пачуков цианирования под сорбционные пачуки. При реконструкции и строительстве данного узла проведена работа по переделке пачука цианирования объемом 200 м³ под колонный сгуститель, где данный тип оборудования ранее не применялся.

С целью расширения сорбционного узла на ГМЗ-1 введена в эксплуатацию четвертая цепочка сорбции с введением резервных 200 м³ ёмкостей участка цианирования и установкой на пачуки цианирования модифицированных шестисекционных сорбционных головок, разработанных специалистами завода. Решение проблемы ограниченности времени проведения сорбционного процесса позволило увеличить фронт сорбции до 147%. Результатом проведённых реконструкций является увеличение коэффициента извлечения золота до 7% и выпуска золота на 2%. За счет внедрения инновационных мероприятий выполняются производственные показатели по выпуску продукции малых производств – жидкого натриевого стекла, раствора и соли железного купороса.

Суммарный экономический эффект от внедрения НИР, инновационных идей, технологий и проектов за 2014 г. составил 3893,7 млн. сум.

Научно-исследовательские работы РУ ГМЗ-1. С целью увеличения производительности, снижения себестоимости выпускаемой продукции, охраны окружающей среды и улучшения условий труда РУ ГМЗ-1 ведет работы, как собственными силами, так и

с привлечением сторонних организаций. Для проведения научных исследований по актуальным тематикам производственной деятельности, рудоуправление тесно сотрудничает с научными, научно-исследовательскими и учебными заведениями.

В связи со значительным увеличением производительности ГМЗ-1, увеличилось поступление хвостового материала в хвостохранилище, что в ближайшее время приведет к дефициту емкостей для складирования хвостов. Одним из способов решения этой проблемы является реконструкция карты №8.

Совместно с научно-исследовательским институтом «O`zGEORANGMETLITI» проведена совместная работа по прикладной научно-исследовательской работе по изучению особенностей свойств пылевато-глинистых частиц из пульпы, поступающей на складирование в хвостохранилище путем намыва из них послонного противофильтрационного экрана на опытном участке 3 га. Было определено, что при толщине покрытия урановых отложений пылевато-глинистыми частицами хвостов от переработки золотосодержащих руд до 1 м, гамма излучение стало в пределах рекомендаций «Основных санитарных правил обеспечения радиационной безопасности» (ОСПОРБ-2006), при этом значение коэффициента фильтрации было достигнуто 0,0001 м/д, что отвечает строительным нормам и правилам.

По результатам НИР разработаны рекомендации по складированию хвостов ГМЗ-1 на карту 8 с созданием противофильтрационного и противорадиационного экранов в 2012-2013 гг. разработан проект создания противофильтрационного экрана на участке 30 га и проведены опытно-промышленные испытания.

При реализации проекта на участке 8-1 хвостохранилища площадью 30 га, экономический эффект составил 3507 млн. сум.

В технологическом цехе №1 РУ «ГМЗ-1» проведены опытно-промышленные испытания по переработке золотосодержащих руд месторождения Марджанбулак. В процессе проведения лабораторных и опытно-промышленных исследований установлено, что данные руды по схеме прямого сорбционного цианирования перерабатывать нецелесообразно, по причине отсутствия перехода золота в жидкую фазу пульпы, что обусловлено наличием в руде органического углерода, являющегося природным сорбентом золота и сульфидов. При способе прямого сорбционного цианирования извлечение составляет не более 52-55%.

В связи с этим при проведении научно-исследовательской работы на тему: «Отработка оптимальной технологии переработки упорных руд месторождения Марджанбулак» использован пирометаллургический способ обработки углисто-сульфидного концентрата путем его обжига в печи при температуре 550-750⁰С. Полученный огарок направляется на цианирование. Таким образом, для отработки технологии переработки упорных руд на опытно-промышленном участке цеха № 1 РУ ГМЗ-1 смонти-

рована установка обжиговой печи.

По результатам совместных опытно-промышленных исследований ЦНИЛ и опытного цеха № 1 РУ ГМЗ-1 установлено, что при указанных параметрах процесса обжига концентрата и сорбционного цианирования продукта обжига увеличивается извлечение золота с 70,1 до 81,5%.

С 2012 г. возобновлен геотехнический контроль над укладкой противорадиационного экрана на картах хвостохранилища РУ ГМЗ-1. Целью настоящей работы является реализация геотехнического, технологического и геодезического контролей сооружения противорадиационного экрана на хвостохранилище ГМЗ-1.

Результаты исследований, проведенных совместно с институтом «O`zGEORANGMETLITI» на картах 3, 4, 5 хвостохранилища ГМЗ-1, легли в основу разработки регламента совместной опытно-промышленной эксплуатации по намыву противорадиационного экрана на картах 3, 4, 5, 6 и 7-1, основная цель, которой – рациональное использование остаточных объемов карт 3, 4, 5 и 7-1 с предотвращением негативного воздействия на подземную гидросферу.

В процессе проведения работ по намыву экрана и захоронению хвостов уранового производства должен осуществляться контроль геотехнических параметров складированных хвостов, качество и технология проведения работ по формированию экрана на картах 3, 4, 5 и 6.

Попеременная эксплуатация этих карт путем подачи определенных объемов пульпы в наиболее низкие их зоны предопределяет рациональное использование остаточных объемов карт с выравниванием их поверхности и созданием условий для их последующей консервации.

Плотность хвостовых отложений на намывных пляжах составляет 1,34-1,42 г/см³. Намыв противорадиационного экрана на картах ведется в соответствии с разработанной технологией намыва.

В технологическом цехе №1 проведены испытания по флотационному обогащению золотосодержащих сульфидных руд месторождений Марджанбулак и Каракутан с применением переоборудованного пачука сорбции под аппарат колонной флотации. Положительный эффект получен за счет снижения затрат на оборудование (использование существующих пачуков сорбции). Существенно уменьшена аппаратуроёмкость технологических схем, что привело к высвобождению производственных площадей и позволило оперативно обслуживать и контролировать процесс. Исключены затраты на обслуживание и ремонт механических частей машины. Переоборудованная флотационная машина колонного типа внедрена в МЗИЦ ЮРУ для флотации сульфидного сырья.

Рационализаторская деятельность рудоуправления. В рудоуправлении активно ведется рационализаторская деятельность. За период 2010-2014 гг. в РУ

«ГМЗ-1» зарегистрировано более 180 предложений, приняты рационализаторскими и внедрены более 140 рационализаторских предложений. Общий экономический эффект от поданных рационализаторских предложений составил 2651 млн. сум. Выплачено авторских вознаграждений за использование рацпредложений в сумме 25,2 млн. сум.

Внедренные рационализаторские предложения в основном направлены на совершенствование конструкции изделий, технологии производства, состава материала (вещества), а также экономии трудовых, сырьевых, топливно-энергетических и других ресурсов, улучшение условий труда, разработку и внедрение новых программ для электронных машин, использование которых привело к экономии машинного времени, повышению производительности и облегчению труда, а также к повышению производительности оборудования.

Наиболее существенные рацпредложения:

- увеличение производительности охладителей при производстве соли железного купороса на участке по переработке магнитной фракции технологического цеха № 1 позволило сэкономить 1,75 млн. сум за счет изменения температурного режима процесса охлаждения с 25⁰С на 30-32⁰С, тем самым уменьшить время охлаждения, соответственно увеличить производительность охладителей на 30% и снизить удельный расход электроэнергии на одну тонну перерабатываемой магнитной фракции на 80 kW/h;

- изменение схемы вывода «излишек» карбонатного раствора с процесса резкстракции, заключающееся в оптимизации технологического процесса с изменением технологической схемы и выводом «излишек» карбонатного раствора с процесса резкстракции, позволило снизить расход реагентов. Экономический эффект от внедрения составил 69 млн. сум в год;

- снижение расхода технической воды на участке переработки магнитной фракции технологического цеха №1 позволило сэкономить 1,6 млн. сум за счет создания резерва технической воды на участке переработки магнитной фракции в количестве 11270 м³ в год, которое можно расходовать на технологические нужды;

- замена опорных роликов грохота конического 1500x3500 и 700x1900 на копролоновый подшипник скольжения позволила увеличить срок службы подшипниковых узлов (наработка нового подшипника в 4 раза выше ранее применяемого) и сократить количество ремонтов, а также снизить нагрузку на подшипниковые узлы за счет снижения массы;

- визуальный контроль над состоянием двигателей в системе Simens. Для визуального отображения, контроля работы двигателей и создания баз данных изменена схема подключения и часть программного обеспечения для исключения из схемы аналоговых блоков MiniMSR. Использование предложения позволило улучшить техническую характеристику, являю-

щуюся определяющим для процесса контроля, заключающейся в исключении дорогостоящего материала;

- повышение производительности технологической схемы переработки золотосодержащих руд в условиях РУ ГМЗ-1 позволило сэкономить 2444 млн. сум;

- футеровка нижней насадки гидроциклона ГЦ-750 с экономическим эффектом в 11,5 млн. сум. Использование вставки из материала 300 x 32 Н2 М2 ТЛ взамен резиновой позволило увеличить срок службы нижней насадки гидроциклона ГЦ-750 с 90-100 до 350-360 h;

- конструкция буровых штанг для СБУ-100 ГА рудника Каракутан с экономическим эффектом на сумму 6,4 млн. сум. Изготовление буровых штанг диаметром 89 мм в условиях ЦРГТО РУ «ГМЗ-1» позволило сэкономить средства, затрачиваемые на приобретение импортного материала с завода-изготовителя «Кыштымский машиностроительный завод»;

- для бесперебойной работы насосного оборудования и своевременного обеспечения улитами, а также для экономии средств, механическая обработка улиты на насосы 8ГР-8Т производится в ЦРГТО РУ «ГМЗ-1» на станке 1512 со специальным приспособлением для крепления улиты на станок. В связи с этим произведена оптимизация затрат на улиты насосов 8 Гр-8Т с экономическим эффектом 22 млн. сум;

- для бесперебойной работы горно-шахтного и карьерного оборудования, а также для экономии средств и снижения трудозатрат на очистку радиаторов от отложений в ЦРГТО РУ ГМЗ-1 используется технология очистки радиаторов карьерного оборудования.

Рудоуправление «ГМЗ-1» активно участвует в совершенствовании системы и качества обучения студентов Навоийского государственного горного института. На базе производственной площадки и технопарка РУ «ГМЗ-1» создан филиал кафедр, где студенты активно применяют теоретические знания в практике. Специалисты рудоуправления принимают активное участие в обучении студентов, тем самым готовя в будущем достойную замену. Из года в год снижается содержание полезного компонента в рудах.

Рентабельная обработка относительно бедных руд возможна лишь при условии высокой производительности и активного внедрения инновационных решений в производство, к чему и стремятся высококвалифицированные специалисты РУ ГМЗ-1 при выпуске урана, золота и др.

Список литературы:

1. Патент №1АР 04611. Радиальный сгуститель / Колл. авт. Зарегистрирован в агентстве по интеллектуальной собственности Республики Узбекистан 30.11.2012 г.

ОПТИМИЗАЦИЯ РЕЖИМОВ ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОСОДЕРЖАЩЕЙ РУДЫ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АДЖИБУГУТ НА ГМЗ-1

Ослоповский С.А., директор РУ ГМЗ-1; Ткаченко Е.С., ведущий инженер-геолог геологического отдела НГМК; Назаров В.Ф., заместитель главного инженера РУ ГМЗ-1 по гидрометаллургическому комплексу; Нормуротов Р.И., начальник инновационно-технической службы РУ ГМЗ-1

Maqolada gilli rudalardan tashkil topgan Adjibugut koni rudalaridan oltinni sorbciyalash jarayonlarining optimal parametrlarini aniklashning asosiy natijalari keltirilgan bo'lib, uning asosida oltinni cianlash orqali to'liq ajratib olishning texnologik sxemasi keltirilgan.

Tayanch iboralar: *cianlash, sorbcion ishqorlash, oltin ajratib olish, sorbciya izotermasi, mustahkam gilli rudalar, diffuziya koefficienti, pul'pa epishqoqligi, cianlash tezligi, pul'paning suyuqlantirish darajasi, oltinni eritish.*

The main results by definition of the optimal parameters process of sorption gold extraction from argillaceous ores of Adgybugut deposit, on the basis of which the technological scheme, ensuring the completeness of cyaniding gold extraction is developed, are stated in the article.

Key words: *cyanide leaching, carbon in leaching, gold extraction, sorption isotherm, hard argillaceous ores, diffusion coefficient, pulp viscosity, cyanide leaching velocity, degree of pulp dilution, gold dissolving.*

В начале 2007 г. сменилась рудная база ГМЗ-1 – в переработку вовлечены золотосодержащие руды месторождения Аджибугут Северного рудоуправления, переработка которых продолжается и в настоящее время. В связи с этим завод столкнулся с рядом трудностей, связанных с ведением процесса практически на всех технологических пределах.

Руды месторождения Аджибугут значительно отличаются по химическому, минералогическому и гранулометрическому составам и, соответственно, их переработка требует корректировки технологического регламента, при составлении которого необходимо учитывать оптимальные технологические параметры переработки, присущие конкретному виду сырья. Поставки руды Аджибугут резко увеличились с одновременным уменьшением поставок руды карьера Мурунтау. Доля руды месторождения Аджибугут в шихте руд, перерабатываемых заводом, в целом по 2009 г. увеличилась до 95%. Объемную основу руды Аджибугут составляют кварц, альбит, слюдистые минералы (гидрослюды, серицит), карбонаты, хлорит, сульфиды, а также продукты гипергенных преобразований первичных минералов – глинистые минералы, гидроокислы железа, ярозит, гипс. Содержание глинистых минералов в руде находится в пределах 26–35%.

В руде присутствует значительное количество тончайших шламов. Так, при максимальной крупности руды 50 мм, содержание класса –0,074 мм составляет 40%, при этом 27,3% представлено классом –0,05 мм. При этом основную часть класса –0,074 мм составляют глинистые минералы – каолинит и

гидрослюды. Эти минералы находятся в виде агрегатов чисто глинистых или шламистых частиц в сростках с другими минералами размером от 0,005 до 0,1 мм. Результаты определения форм нахождения золота в руде (рациональный анализ) представлен в табл. 1.

Анализ форм нахождения золота показывает, что основная часть золота (82,4%) находится в свободном виде или в виде сростков, остальная часть золота находится в формах, не извлекаемых цианированием, суммой содержания золота в этих формах будут предопределяться технологически обусловленные потери золота с хвостами.

Высокое содержание глинистых минералов и первичных шламов позволили отнести данную руду к категории упорных. Технологические трудности цианирования руд этого типа заключаются в пониженном извлечении золота в раствор, плохой стущаемости и фильтруемости пульпы. Коагуляция глинистых пульп под воздействием извести нередко сопровождается их структурированием, т.е. сцеплением отдельных образующихся при коагуляции хлопьевидных агрегатов частиц как бы в единый минеральный каркас – сплошную сетчатую структуру. Структурированные пульпы обладают некоторой механической прочностью, упругостью, структурной вязкостью и пластичностью, т.е. проявляют одновременно свойства жидкости и твердого тела [1].

Структурирование пульп приводит к замедлению растворения золота. Это обусловлено низкой скоростью диффузии ионов цианида и молекул растворенного кислорода в иммобилизованном сетчатой

структурой растворе. Коэффициент диффузии, следовательно, и скорость цианирования в большой степени зависят от вязкости пульпы. Вязкость пульпы определяется соотношением в руде кристаллических и коллоидных частиц и степенью разжижения пульпы, выражением которой является отношение Ж:Т.

В отличие от кварцевых, глинистые руды при пониженных степенях разжижения образуют пульпы с повышенной вязкостью. Высокая вязкость обуславливает резкое снижение скорости растворения золота в таких пульпах, поэтому их цианирование возможно только при повышенных отношениях Ж:Т, т.е. более разжиженных. Кроме того, тонкодисперсные частицы глинистых минералов, имея большую удельную поверхность, могут обладать заметной абсорбционной способностью по отношению к растворенному золоту и свободному цианиду.

Целью проводимых исследований являлось определение зависимости извлечения золота сорбционным цианированием от крупности измельчения, разжижения (плотности) пульпы, продолжительности выщелачивания, а также определение кинетики цианирования и сорбции золота, снятие изотерм сорбционного цианирования и твердого, определение по полученным зависимостям оптимальных режимов ведения технологических процессов цианирования и сорбционного выщелачивания, обеспечивающих наилучшие результаты по извлечению золота.

Методики исследований приведены в работе [2]. Полученные в процессе проведенных исследований результаты представлены в графическом виде. На рис. 1 показана зависимость извлечения золота от крупности измельчения.

Анализ рис. 1 показывает, что с увеличением степени измельчения возрастает и коэффициент извлечения золота: в диапазоне содержаний класса $-0,074$ мм 48-80% извлечения золота изменяется прямо пропорционально содержанию этого класса; при содержаниях готового класса свыше 80% кривая выполаживается – увеличение содержания готового класса с 80 до 89% дает прирост извлечения 1,3%.

За оптимальную крупность измельчения принима-

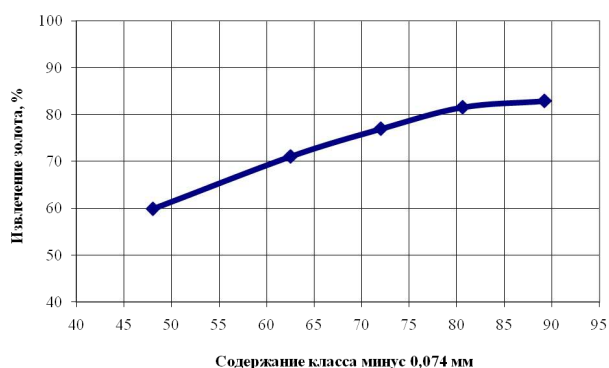


Рис. 1. Зависимость извлечения золота от крупности измельчения

Таблица 1

Результаты рационального анализа исходной руды

Формы нахождения золота и характер его связи с рудными компонентами	Распределение золота, %	
Свободное и в виде сростков (цианируемое)	82,4	
Цианируемое после обработки NaOH (покрытое пленками, ассоциированное с антимонитом и аморфным кремнеземом)	2,4	
Цианируемое после обработки HCl (связанное с оксидами, гидроксидами железа, карбонатами, хлоритами)	0	
Ассоциированное с сульфидами и углеродистым веществом в том числе:	4,7	
	а) извлекаемое цианированием после обработки HNO ₃ (ассоциированное с сульфидами);	3,8
	б) извлекаемое цианированием после окислительного обжига при t=650°C (ассоциированное с углеродистым веществом и тонковкрапленными в него сульфидами)	0,9
Тонковкрапленное в породообразующие минералы	10,5	
Итого	100,0	

ем 82-83% класса $-0,074$ мм, при которой обеспечивается извлечение золота 82,2% (или 99,2% от извлекаемого цианированием золота, содержащегося в руде).

На рис. 2 показана графическая зависимость извлечения золота от плотности сгущенной пульпы.

Согласно рис. 2 плотность пульпы оказывает значительное влияние на процесс сорбционного цианирования. Так, снижение плотности с 1500 kg/m^3 (Ж:Т=0,9) до 1300 kg/m^3 (Ж:Т=1,7) увеличивает извлечение золота на 7,6% при прочих равных условиях. Кроме того, с увеличением плотности сгущенной пульпы уменьшается доля золота, переходящего в жидкую фазу в процессе предварительного цианирования; так содержание золота в хвостах предварительного цианирования составляет 0,73 g/t при плотности 1500 kg/m^3 , 0,49 g/t – при плотности 1300 kg/m^3 , т.е. в последнем случае в раствор переходит золо-

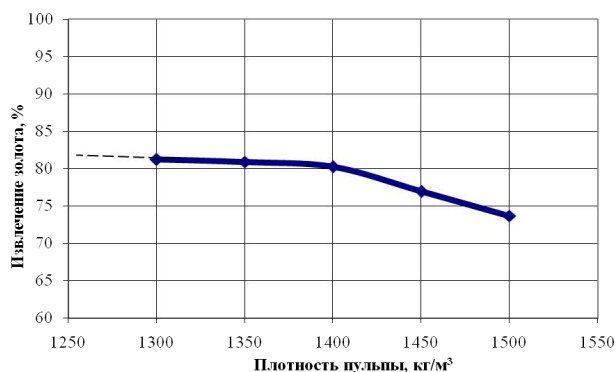


Рис. 2. Зависимость извлечения золота от плотности пульпы

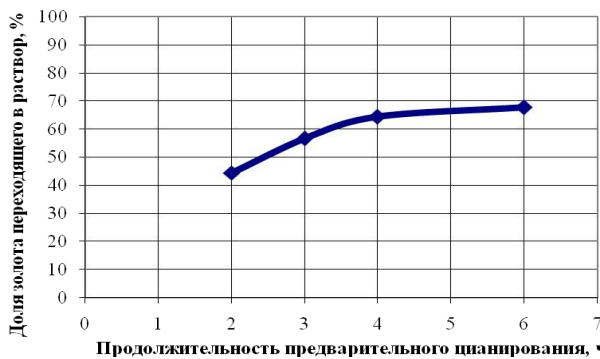


Рис. 3. Зависимость извлечения золота в жидкую фазу от продолжительности предварительного цианирования

та на 33% больше при прочих равных условиях.

Наиболее выражено отрицательное влияние повышения плотности пульпы на показатели извлечения золота – происходит при плотности 1400 kg/m³ и выше. Экстраполяция графика влево позволяет определить плотность пульпы, при которой достигается полное извлечение цианируемого золота (82,1%). Этой точке соответствует плотность пульпы 1250 g/l (Ж:Т=2,15). В производственных условиях такую плотность пульпы поддерживать нецелесообразно из-за значительного увеличения объема пульпы, что приводит к значительному снижению производительности схемы по руде из-за необходимости обеспечения необходимого времени сорбционного цианирования, пониженному содержанию золота в жидкой фазе пульпы, и, как следствие пониженной емкости насыщенной смолы по золоту, повышению энергозатрат на транспортировку пульпы, повышению удельного расхода NaCN и технической воды.

В соответствии с характером полученной графической зависимости в диапазоне плотностей 1300-1400 kg/m³ прирост извлечения с уменьшением плотности составляет менее 1%, точка в которой начинается значимое снижение извлечения при увеличении плотности и соответствует значению 1390 kg/m³, которое и принимаем за оптимальное. При этом обеспечивается извлечение золота не менее 80,59% (или 98% извлекаемого цианированием золота).

На рис. 3 показана зависимость извлечения золота в жидкую фазу в зависимости от продолжительности процесса предварительного цианирования. На рис. 4 показана зависимость извлечения золота от продолжительности процесса сорбционного выщелачивания.

Анализ рис. 3 показывает, что для проведения процесса предварительного цианирования достаточно четырех часов – за это время в раствор переходит 64% золота, содержащегося в исходной пульпе (или 81,5% цианируемого золота), дальнейшее увеличение продолжительности процесса незначительно увеличивает долю золота, переходящего в раствор. В связи с тем, что последующее сорбционное цианирование значительно ускоряет процесс растворения золота, принимаем за оптимальное



Рис. 4. Зависимость извлечения золота от продолжительности сорбционного выщелачивания

время предварительного цианирования 4 часа.

Анализ зависимости рис. 4 показывает, что в диапазоне продолжительности процесса сорбционного выщелачивания от 4 до 8 часов извлечение золота увеличивается прямо пропорционально продолжительности процесса. Дальнейшее увеличение продолжительности процесса (с 8 до 12 часов) создаёт прирост извлечения на 1,32%, но при продолжительности сорбционного выщелачивания свыше девяти часов прирост извлечения незначительный (практически горизонтальный участок), на основании чего, для обеспечения полноты извлечения сорбционно извлекаемого золота длительность пребывания пульпы в процессе сорбционного выщелачивания должна составлять не менее девяти часов.

С учетом полученных оптимальных условий произведем расчет производительности узла сорбции: определим часовой расход сгущенной пульпы, обеспечивающий требуемое время её пребывания в процессе, по формуле:

$$Q_n = \frac{V_{пач} \cdot n \cdot m}{t_{треб}} \text{ , m}^3/\text{h} \quad (1)$$

где $V_{пач}$ – рабочий объем сорбционного пачука, m³ ($V_{пач}=100,0 \text{ m}^3$);

n – число сорбционных пачуков в одной цепочке сорбции ($n=12$);

m – число цепочек сорбции, шт.;

$t_{треб}$ – требуемое время сорбционного выщелачивания, час ($t_{треб}=9 \text{ h}$);

$$Q_n = \frac{100 \cdot 12 \cdot 2}{9} \text{ m}^3/\text{h} \approx 267$$

Оптимальной плотности пульпы (1390 kg/m³) соответствует содержание твердого (Т) 619,4 kg/m³. В соответствии с этим производительность сорбционного отделения по твердому при обеспечении оптимальных режимов составит:

$$Q_p = Q_n \cdot \frac{T}{1000} \text{ , t/h} \quad (2)$$

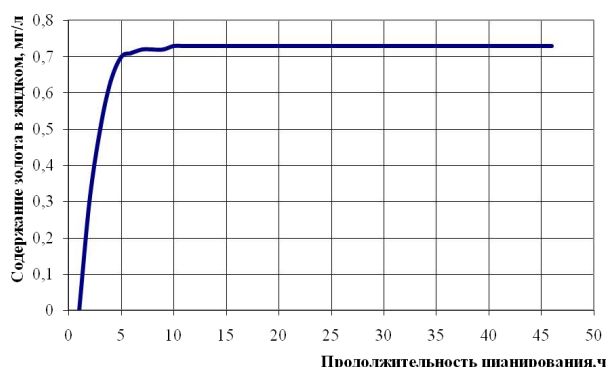


Рис. 5. Кинетика процесса цианирования

$$Q_p = 267 \cdot \frac{619,4}{1000} = 165,2 \text{ t/h}$$

На рис. 5 представлена кинетика процесса цианирования.

На рис. 6 показана изотерма сорбционного цианирования, определенная при Ж:Т=1,25.

Анализ рис. 6 показывает, что максимальное содержание золота в жидкой фазе составляет 0,709 mg/l, которое достигается через 8 часов цианирования, при этом через 4 часа цианирования в растворе содержится 0,6 mg/l растворенного золота, что составляет 85% от максимального. После 8 часов выщелачивания содержание золота в растворе не изменяется, что свидетельствует об отсутствии (или незначимой) сорбции растворенного золота рудными минералами.

Т.к. процесс сорбционного извлечения золота связан с совмещением выщелачивания золота и его сорбцией из жидкой фазы (т.н. сорбционное цианирование), при определении изотермы сорбционного цианирования учитывается не только растворенное золото, но и извлекаемое золото, находящееся в твердой фазе, т.е. золото, извлекаемое на смолу, в результате процесса сорбционного выщелачивания учитывается как золото, уже содержащееся в жидкой фазе пульпы (извлекаемое золото), содержание которого определяется по формуле:

$$C_E = C_{ж} + \frac{b_{твE}}{R}$$

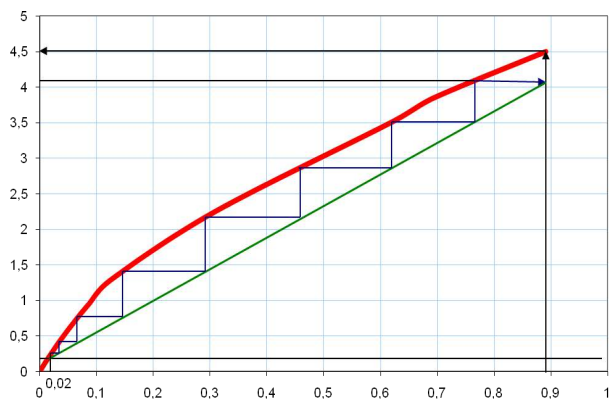


Рис. 6. Изотерма сорбционного цианирования

где $C_{ж}$ – содержание золота в жидкой фазе mg/l;
 R – отношение Ж:Т пульпы;
 $b_{твE}$ – золото, извлекаемое сорбционным цианированием (т.е. свободное и в сростках), g/t.

Изотермы сорбции позволяют рассчитывать графически теоретическое необходимое количество ступеней сорбции для полного извлечения золота из раствора, а также определять показатели сорбционного цианирования на любой стадии процесса. Так, полученная изотерма сорбционного цианирования показывает, что при содержании извлекаемого золота в пульпе 0,89 mg/l, равновесная емкость насыщенной смолы составляет 4,5 mg/g. Задавшись коэффициентом использования емкости ионита ($\eta=0,9$), рабочая емкость составит 4,05 mg/g. Приняв остаточную емкость отрегенированной смолы по золоту 0,2 mg/g, строим рабочую линию и по ней рассчитываем число ступеней сорбции (8 ступеней).

На рис. 7 показана зависимость содержания золота в твердой фазе пульпы от его равновесного содержания в жидкой фазе (изотерма твердого)

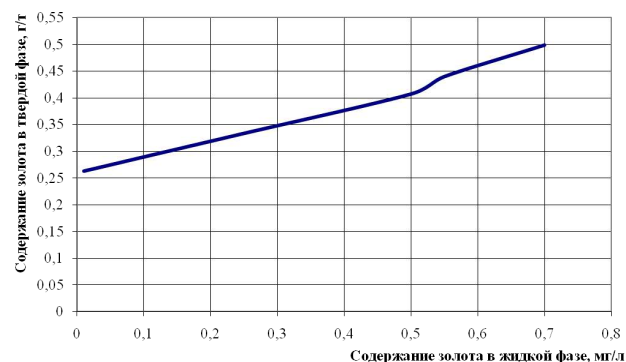


Рис. 7. Зависимость содержания золота в твердой фазе пульпы от его равновесного содержания в жидкой фазе (изотерма твердого)

которая иллюстрирует сущность процесса сорбционного цианирования. При сорбционном цианировании имеет место сдвиг равновесия при растворении золота в направлении перехода его в раствор за счет постоянного удаления анионов золота из раствора пульпы на сорбент. Экстраполяция графика влево до пересечения с осью ординат (точка соответствует отсутствию растворенного золота) позволяет определить содержание неизвлекаемого сорбционным цианированием золота. Эта точка в данных условиях соответствует содержанию неизвлекаемого золота, равного 0,26 g/t и в точности согласуется с данными фазового анализа (табл. 1).

На рис. 8 показана кинетика сорбции на анионит Д-30/G.

Согласно рис. 8 90% максимальной статической емкости смолы набирает в течение 18 часов. Таким образом, при расчетных восьми ступенях сорбции продолжительность пребывания смолы в аппаратах (время сорбционного цикла смолы) должно

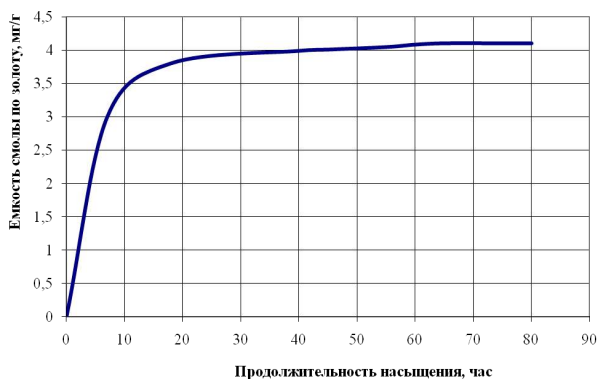


Рис. 8. Кинетика сорбции на анионит Д-30/G

составить: $18 \cdot 8 = 144$ часа.

Время сорбционного цикла смолы, в свою очередь, зависит от среднечасового потока смолы (q) и единовременной загрузки смолы (E), которые связаны отношением:

$$\tau = \frac{E}{q}, \text{ h}, \quad (4)$$

где E – единовременная загрузка смолы, л;
 q – часовой поток смолы, л/ч.

Поток смолы определяем исходя из баланса поступающего и сорбированного металла по формуле:

$$q = 2,7 \cdot Q_p \cdot \frac{a_{исх} - a_{хв}}{A_{нас} - A_{исх}}, \text{ л/ч}, \quad (5)$$

где 2,7 – удельный объем смолы, л/кг;

Q_p – производительность отделения по руде, т/ч ($Q_p = 165,2$ т/ч);

$a_{исх}$ – содержание золота в выпаренной пробе пульпы питания сорбции, г/т;

$a_{хв}$ – содержание золота в выпаренной пробе хвостовой пульпы, г/т;

$A_{нас}$ и $A_{исх}$ – содержание золота в насыщенной и

отрегенерированной смоле, мг/г.:

$$q = 2,7 \cdot 165,2 \cdot \frac{1,52 - 0,26}{4,05 - 0,2} = 146 \text{ л/ч.}$$

Т.к. поток пульпы делится равномерно между двумя цепочками сорбции, поток смолы по одной цепочке сорбции составит 73 л/ч. Исходя из того, что оптимальное время сорбционного цикла смолы и поток смолы заданы, их обеспечить возможно подбором единовременной загрузки, которую вычисляем из формулы (4):

$$E = \tau \cdot q, \text{ л}, \quad (6)$$

$$E = 144 \cdot 73 = 10512,0 \text{ л} \approx 10,5 \text{ м}^3.$$

Единовременную загрузку смолы обычно выражают в процентах от объема пульпы, находящегося в пачуках сорбции. Т.к. цепочка сорбции состоит из двенадцати пачуков рабочим объемом 100 м³ каждый, оптимальный процент загрузки смолы составит:

$$E = (10,5 / (12 \cdot 100)) \cdot 100 = 0,875\%.$$

Таким образом, комплекс проведенных исследований позволил определить оптимальные технологические параметры ведения процесса сорбционного извлечения золота при переработке глинистой золото-содержащей руды месторождения Аджибугут, а также рассчитать предельную производительность схемы, при которой обеспечивается достижение оптимальных показателей по извлечению золота. Полученные оптимальные значения технологических параметров используются при разработке технологического регламента.

Список литературы:

1. *Металлургия благородных металлов/ Под общ. ред. Чугаева Л.В. – М: Metallurgia, 1987. – 432 с.*
2. *Зеленов В.И. Методика исследования золото-серебросодержащих руд. –М.: Недра, 1989. – 302 с.*

ПРИМЕНЕНИЕ ПРОЦЕССА ИНТЕНСИВНОГО ЦИАНИРОВАНИЯ ПРИ ПЕРЕРАБОТКЕ ЗОЛОТОСОДЕРЖАЩИХ РУД В УСЛОВИЯХ РУДОУПРАВЛЕНИЯ ГМЗ-1

Назаров В.Ф., заместитель главного инженера РУ ГМЗ-1 по гидрометаллургическому комплексу; Базаров У.М., главный технолог, начальник технологического отдела РУ ГМЗ-1; Нормуротов Р.И., начальник инновационно-технической службы РУ ГМЗ-1

Maqolada oltin tarkibli ruda aralashmasidan, oltinni to'liq ajratib oluvchi jarayonning oltin intensiv cyanli sorbciyasining optimal parametrlari aniqlangan. Keltirilgan texnologiyaning GMZ-1 kon boshqarmasi ishlab chiqarish sharoitida qo'llanilishi oltin ajratib olish koefficientini 6,7-7,0%ga oshirib, yarimfabrikat oltin ishlab chiqarish esa 1,8

-2,0%ga oshirildi.

Tayanch iboralar: intensiv cianlash, sorbciyali ishqorlash, oltin olish, sorbciya egriligi, aralashmali ruda, koncentraciyani cianlash, chuktiruvchi mashina, oltintarkibli rudalarni qayta ishlash, ajratib olish koefficienti, oltin ajratish, rudani nam xolda maydalash, gravitaciya boyitish, oltinni gidrometallurgiya usuli bilan ajratish.

Result of determination of maximal parameters of the intensive sorption cyanidation process of gold out of mixed gold-bearing ores which provide its full extraction are given in this article. The usage of the proposal technology at HMP-1 compared to the basic model of ore processing has led to an increase of gold recovery ratio, in the ore processed at HMP-1 up to 6.7-7.0%, respectively, and gold production in semi-finished products up to 1.8-2.0%.

Key words: intensive cyanidation, sarption leaching, gold recovery, sorption curve, mixed ores, concentrate cyanidation, jolting machine, processing of gold ores, recovery ratio, gold production, damp ore reduction, hydrometallurgical gold recovery.

Одной из основных задач, стоящих перед специалистами-технологами золотодобывающих производств, является переработка золотосодержащего сырья в режимах, обеспечивающих технологически возможное извлечение ценного компонента – золота, т.к. извлечение предопределяет экономические показатели работы самого предприятия.

Рудоуправление ГМЗ-1 осуществляет переработку золотосодержащих руд по гравитационно-сорбционной технологии. Технологической схемой предусматриваются операции двухстадийного мокрого измельчения руды, гравитационное обогащение слива мельницы первой стадии измельчения, сгущение слива классификации и последующее гидromеталлургическое извлечение золота методом сорбционного цианирования.

На сегодняшний день РУ ГМЗ-1 перерабатывает золотосодержащие руды месторождений Каракутан, Центрального и Северного рудоуправлений.

Золотосодержащие руды месторождений смешанного типа трудно поддаются переработке по существующей схеме РУ ГМЗ-1. Проектом действующей технологической схемы РУ ГМЗ-1 по переработке золотосодержащих руд предусмотрено гравитационное обогащение на первой стадии измельчения.

Гидromеталлургический передел включает в себя

Таблица 1

Гранулометрический анализ концентрата отсадочных машин

Класс крупности, мм	Выход, %	Распределение Au, %
+1,0	16,70	6,19
-1,0+0,4	37,86	22,44
-0,4+0,16	34,68	27,41
-0,16+0,074	6,47	36,12
-0,074	4,29	7,83
Всего	100,00	100,00

отделение предварительного цианирования, состоящего из шести пачуков объемом 200 м³ каждый, и две цепочки сорбции, которые состоят из тринадцати пачуков рабочим объемом 100 м³ каждый. При опробовании концентрата отсадочных машин, полученного при переработке смешанных и сульфидных золотосодержащих руд месторождений Каракутан, Центрального и Северного рудоуправлений, определено низкое качество концентрата отсадки.

Степень концентрации металла по сравнению с исходным содержанием должна быть выше как минимум в 2-3 раза.

Гранулометрический анализ пробы, показанный в табл. 1, показал тенденцию увеличения

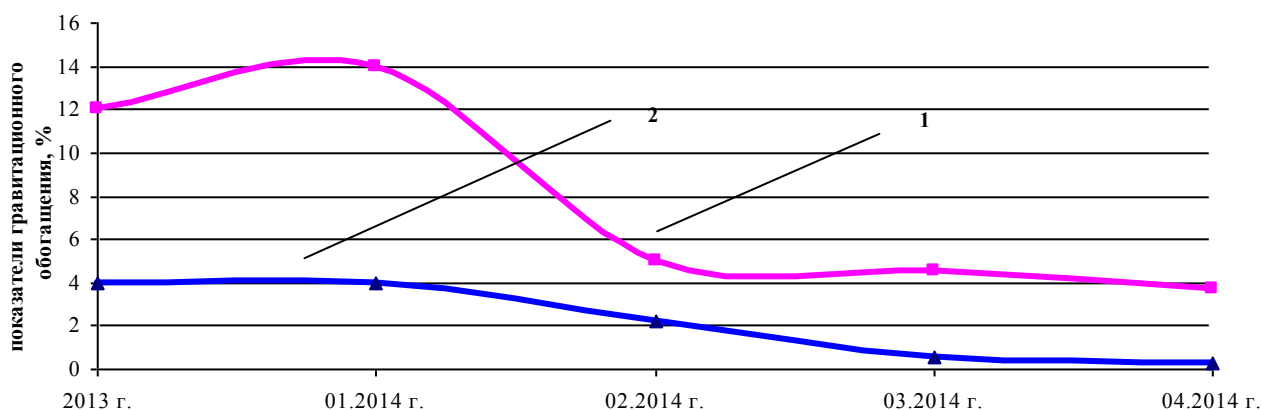


Рис. 1. Показатели гравитационного обогащения руд: 1 – содержание; 2 - извлечение

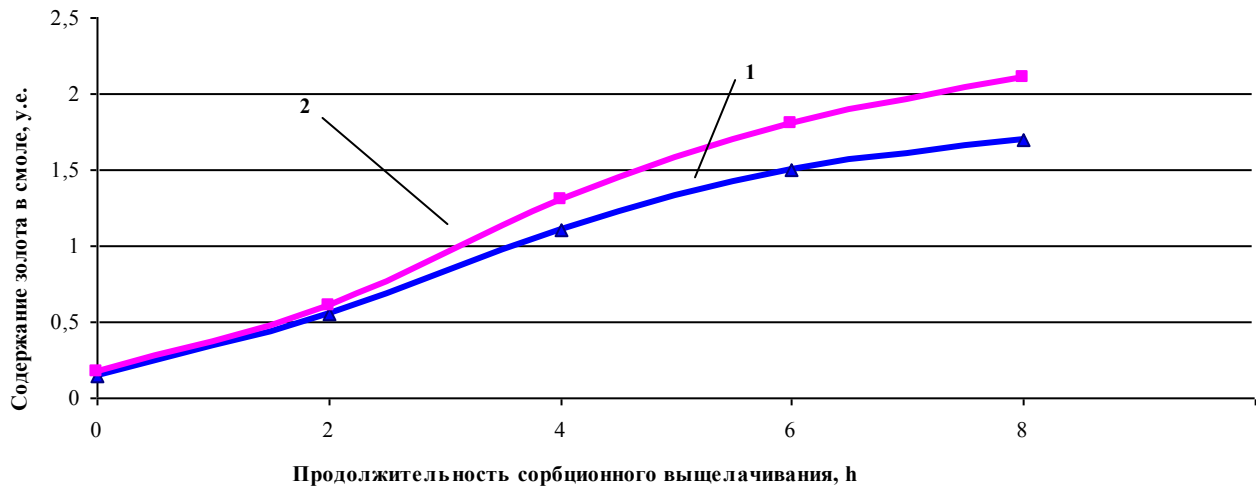


Рис. 2. Зависимость содержания золота в смоле от времени по базовой схеме (1) и с применением интенсивного цианирования (2)

содержания металла в более мелких классах. Это означает, что основное количество золота находится в сульфидных минералах. Также возможно предположение о наличии в пульпе сорбционно-активных веществ (углерод, шламы и др.).

Данный продукт, в связи с его упорностью, не поддается переработке по действующей технологической схеме РУ ГМЗ-1. В результате этого проведен анализ показателей гравитационного обогащения руд, представленный на рис. 1, из которого видно, что с начала 2014 г. с повышением доли участия в переработке смешанных и сульфидных руд, извлечение гравиконоцентрата заметно снижается и достигает показателя менее 1%, а содержание полезного компонента в гравиконоцентрате снижается с 14 до 4%.

В целях решения данной проблемы в технологическом цехе № 1 РУ ГМЗ-1 проведены полупромышленные испытания по разработке технологии переработки смешанных и сульфидных золотосодержащих руд интенсивным сорбционным цианированием концентрата отсадочных машин МОД-4М2 с блока мельницы ММС 70x23 (М-7) технологического цеха № 2.

Процесс интенсивного цианирования золотосодержащего сырья основан на использовании высоких концентраций цианида, окислителя (кислород) и щелочи.

Кроме того, для интенсификации процесса цианирования возможно применение следующих приемов: повышение температуры, снижение вязкости раствора, применение аэрации, а также возможно применение реагентов-ускорителей.

В результате проведенных испытаний получены положительные результаты, в связи с чем в технологическую схему переработки золотосодержащих руд РУ ГМЗ-1 внесены изменения, т.е. включен узел по переработке концентрата отса-

дочных машин МОД-4М2 с доизмельчением в мельнице МШЦ 32x31 (М-6), классификации на гидроциклоне ГЦ-380 и классификаторе 1КСП-24 с дальнейшей переработкой по схеме интенсивного сорбционного цианирования в пяти пачуках объемом 200 м³ каждый.

Хвосты интенсивного сорбционного цианирования направляются на предварительное цианирование основного передела золотосодержащих руд РУ ГМЗ-1.

На момент проведения опробования участка интенсивного сорбционного цианирования установлено, что концентрация NaCN в первом сорбционном пачуке составила 1000 mg/l, остаточная концентрация составила 900 mg/l.

На рис. 2 представлена сравнительная зависимость содержания золота в смоле от времени по базовой схеме и с применением интенсивного цианирования. Ёмкость смолы по металлу достаточно высокая и составила 2,4-2,5 у.е. в первом сорбционном пачуке, 0,2-0,3 у.е. в последнем сорбционном пачуке, при этом содержание металла в жидкой фазе пульпы в пачуках сорбции – 0,06-0,35 у.е.

Анализ рис. 2 показывает, что в результате включения в схему сорбционного передела переработки концентрата отсадки интенсивного сорбционного цианирования повышается насыщение сорбента полезным компонентом на 20%.

Таким образом, использование процесса интенсивного цианирования концентрата отсадочных машин в промышленных условиях РУ ГМЗ-1 по сравнению с базовой схемой переработки руды привело к увеличению коэффициента извлечения золота в перерабатываемой руде на ГМЗ-1 до 6,7-7,0%, соответственно, и выпуска золота в полуфабрикате на 1,8-2,0%.

ИССЛЕДОВАНИЕ МЕТОДОВ ИНТЕНСИФИКАЦИИ ПЕРЕРАБОТКИ ЗОЛОТОСУЛЬФИДНЫХ РУД

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; Эргашев У.А., главный технолог Северного рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Maqolada mustahkam oltin tarkibli rudalarni azot kislotasi yordamida cianlash, galogenlash, hlorldli usullar yordamida ajratib olishning effektiv usullari keltirilgan. Keltirilgan usullarning asosiy utuqlari va kamchiliklari ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: *oltinsul'fidli rudalarni qaita ishlash usullari, azotkislotasi yordamida cianlash, galogenlash, hlorldli usuly ordamida ajratish, kislotoga chidamli apparatlar, ruda komponentlarining emirilishi.*

The effective methods of proof gold ores refining by cyanidation with using of azotic acid, halogenation by chloride recovery method are considered in this article. Adduced the main merits and demerits of these refining methods.

Key words: *refining methods of gold-sulfide ores, cyanidation with using of azotic acid, halogenation, chloride recovery method, polluting emissions, acidresistant facilities, ore constituent corruption.*

В течение последних двух-трех десятилетий неуклонно уменьшается доля золота, извлекаемого из простых в технологическом отношении золотых руд, успешная переработка которых возможна по традиционным методам. Одновременно возрастает доля золота, извлекаемого из таких руд, эффективная обработка которых требует значительно более сложных и развитых схем, включающих операции гравитационного обогащения, флотации, обжига, плавки, выщелачивания. Золотосодержащие руды и концентраты, обработка которых в обычных условиях цианистого процесса не обеспечивает достаточно высокого извлечения золота или сопровождается повышенными затратами на отдельные технологические операции, называются упорными. Руды удовлетворительно обрабатываются цианистым процессом, если при этом:

- извлечение золота в раствор составляет не ниже 90% при содержании золота в отвальных хвостах цианирования не выше 0,5 – 1,0 g/t;
- достаточно измельчение руды перед цианированием до крупности 80-90% класса минус 0,074 mm;
- высокое извлечение золота достигается при перемешивании цианистой пульпы в течение не более 24 h;
- можно осадить золото из растворов стандартным способом – цементацией цинковой пылью (степень осаждения не ниже 95 – 97%);
- цианистые пульпы относительно легко сгущаются и фильтруются;
- расход цианида не превышает 0,5 – 1,0 kg на 1 t руды.

Эти требования обычно удовлетворяют кварцевые руды с небольшим содержанием сульфидных и окисленных соединений железа, золото в которых находится в свободном виде. Все остальные руды в той или иной степени упорны и требуют применения специальных методов переработки. Сульфидная руда является высокоупорной вследствие тонкой вкрапленности золота в сульфидах. При измельчении этой

руды золото вскрывается лишь в незначительной степени, поэтому извлечение его при цианировании низкое. Упорность золотосодержащих руд может быть вызвана различными причинами. В соответствии с этим схемы переработки упорных руд отличаются большим разнообразием. Часто встречаются такие руды, упорность которых обусловлена не одной, а двумя или большим числом причин. В этом случае технологические схемы носят, как правило, комбинированный характер, позволяющий по возможности устранить все причины недоизвлечения золота.

Авторы работы [1, 2] предложили классификацию упорных золотосодержащих руд, выделив четыре группы рис. 1.

К группе А отнесены легкоцианируемые руды, не

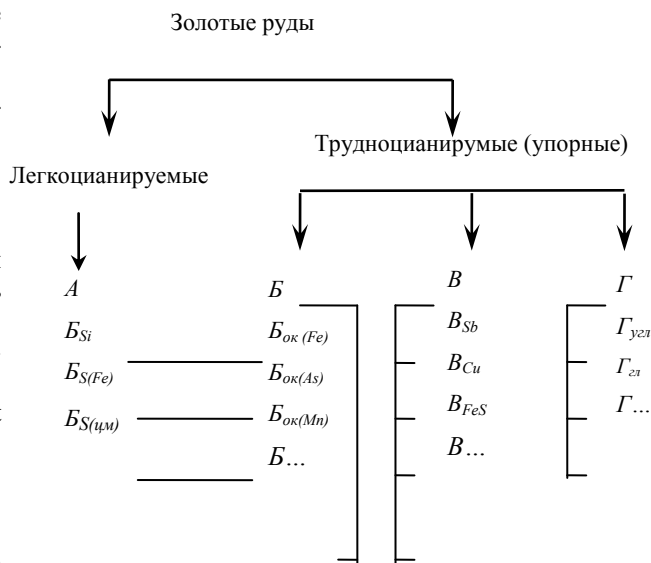


Рис. 1. Классификация золотых руд по степени и характеру их технологической упорности

вызывающие осложнений и перерабатываемые по стандартной технологии.

Группу *Б* составляют руды с тонковкрапленным золотом, физически недоступным для контакта с цианидными растворами.

В группу *Б* включены руды, содержащие цианисиды, т. е. потребляющие при своем растворении цианиды, превращая последние в неактивные формы, а также минералы, способствующие образованию пленок на поверхности золота при цианировании.

Группа *Г* включает вещества органического и неорганического происхождения, обладающие заметной сорбционной способностью по отношению к растворенному золоту.

Эти группы, в свою очередь, разделены на подгруппы, характеризующие конкретные причины упорности. Так, к группе *Б* отнесены руды, содержащие золототонковкрапленное в кварце (B_{Si}), сульфидов железа ($B_{S(Fe)}$), сульфидов цветных металлов ($B_{S(цм)}$), гидроксидах железа ($B_{ок(Fe)}$), гидроарсенатах железа ($B_{ок(As)}$), оксидах марганца ($B_{ок(Mn)}$) и т.д. Руды, относящиеся к группе *Б*, включают сурьмянистые (B_{Sb}), медистые (B_{Cu}) и пирротинсодержащие (B_{FeS}). К группе *Г* отнесены углеродистые ($G_{угл}$) и глинистые ($G_{гл}$) руды.

К причинам, обуславливающим упорность золотосодержащих руд (тонкая вкрапленность золота, наличие природных органических сорбентов, теллуридов, цианисидов, глинистых минералов и др.), в настоящее время относят и различные формы состояния золота в рудах, включающие его минералы, твердые растворы, кластеры (<5 нм), коллоиды (>5 нм) и поверхностные образования.

Любое из этих состояний золота может определить его недоизвлечение при растворении или повышенный расход реагентов. Так, наличие свободного крупного золота может резко увеличить время, необходимое для его полного растворения, субмикроскопическое золото может быть недоступно для цианидного раствора, а такие минералы, как арсенопирит, пирротин, сульфиды меди, стибнит, реальгар и аурипигмент, активно потребляют цианид и/или кислород. Свой вклад в недоизвлечение золота при использовании стандартного цианидного процесса вносят: сорбционно-активные и глинистые составляющие руды (почв), депрессоры растворения и др.

Наличие в рудах тонковкрапленного золота является одной из главных причин технологической упорности золоторудного сырья. Имеется в виду, что минералы – носители тонковкрапленного золота должны обладать плотной механической структурой, абсолютно непроницаемой для цианистых растворов. Именно совокупность двух факторов: плотность структуры минеральных зерен плюс дисперсность заключенного в них золота и обуславливают технологическую упорность золотых руд и концентратов в гидрометаллургическом процессе.

Основываясь на данных электронно – микроско-

пических исследований рудных минералов установлено, что золото в сульфидах, в частности, в естественных и синтезированных пиритах присутствует исключительно в виде механической примеси, причем размер металлических включений золота в пиритах может достигать величины $1 \cdot 10^{-2}$ мкм. Установленный в работе [3] размер вкраплений золота в пиритах позволяет отнести их к коллоидным частицам. В значительной степени это присуще и арсенопириту, хотя золотоносность последнего часто объясняется и другими причинами, в частности изоморфным замещением мышьяка золотом в кристаллической решетке FeAsS (вследствие близости физических свойств атомов Au и As) или же присутствием золота в виде сульфида, хотя, как считает большинство исследователей, последнее предположение представляется маловероятным.

Кроме того, причинами определяющими упорность руд, могут являться также вмещающие и породообразующие минералы. Если золото входит в состав таких минералов как теллуриды, антимониды и селениды, то упорность обусловлена химической связью золота с другими минералами.

Вмещающими минералами, определяющими упорность руд, могут быть различные сульфиды, силикаты, углеродистое вещество и соединения висмута. Авторами работ [4-7] показано, что блокирование частиц золота тонкого или коллоидного размера этими минералами классифицируют как упорность, вызываемую физическими причинами.

Влияние на упорность руды, которое оказывают породообразующие минералы, проявляется путем «паразитного» реагирования со свободным цианидом и кислородом или за счет адсорбции растворенного золота. Эти минералы могут также пассивировать поверхность золота.

Руды, содержащие минералы-цианисиды и поглотители кислорода, относят к комплексным, большинство из них составляют медно-золотые.

Главными минералами - концентраторами золота в рудах месторождений меди, свинца и цинка являются халькопирит, галенит, сфалерит и пирит. В этих рудах с пиритом часто ассоциировано от половины до двух третей золота. Большинство месторождений упорных медно-золотых руд находится в поверхностной зоне окисления или в зоне гипергенеза; это определяет наличие в рудах таких соединений меди как оксиды, карбонаты и вторичные сульфиды. Растворимость этих минералов в цианидных растворах значительно выше, чем у наиболее обычного для первичных (гипогенных) месторождений халькопирита. Пирротин, наличие которого также является обычным для многих золотосодержащих руд, легко окисляется, активно потребляя кислород из цианидных растворов. Другими минералами, потребляющими цианид, кислород и защитную щелочь, являются арсенопирит, реальгар, аурипигмент и стибнит (наиболее химически активны два последних).

Следует иметь в виду, что руды, представляющие упорный материал для цианирования, очень часто легко подвергаются механическому обогащению. Так, например, золото, ассоциированное с сульфидами, может быть достаточно полно извлечено из руды методом флотации. Медленно растворяющееся в цианиде крупное золото, а также золото, покрытое всякого рода поверхностями, пленками хорошо извлекается в гравитационные концентраты.

Комбинация гравитационного и флотационного обогащения сложных по составу золотосодержащих руд нередко позволяет получать отвалы хвосты и относительно богатые по золоту концентраты. Однако высокие технологические показатели, достигаемые в процессе механического обогащения золотосодержащих руд, еще не дают основания исключать их из числа упорных. Компоненты, содержащиеся в исходных рудах и способствующие нарушению процесса цианирования, в подавляющем большинстве переходят вместе с золотом в концентраты.

Возможны два подхода к решению проблемы переработки упорного золоторудного сырья. Первый из них предлагает сохранение цианидного процесса в качестве основного метода получения товарной золотосодержащей продукции. Обеспечение показателей извлечения золота в данном случае достигается за счет включения в технологическую схему дополнительных операций:

Другой подход предусматривает использование специальных приемов цианирования или замену цианида другими растворителями, по отношению к которым упорность руды (концентрата) проявляется меньше.

По данным работ [8, 9], изучение упорных золотосодержащих руд многочисленных месторождений показало, что одной из основных причин недоизвлечения золота при цианировании является наличие частиц субмикронного размера. Так, типичные для Западной Австралии упорные руды часто содержат около 5 г Au/t, 3% пирита и 1% арсенопирита. Если принять, что содержание субмикроскопического золота в пирите и арсенопирите составляет 20 г/t (0,6 г/t руды) и 150 г/t (1,5 г/t руды) соответственно, то упорная часть золота составит 2,1 г/t (42% его общего содержания в руде). По данным работ [10] для руд карлинского типа наиболее емким по отношению к субмикроскопическому золоту является мелкокристаллический пирит.

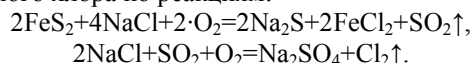
В работах [11-16] приведены данные о рудах ряда месторождений, которые проявляют «двойную» упорность, обусловленную, как правило, наличием субмикронного золота в сульфидах и сорбционно-активного углеродистого вещества. К таким месторождениям относятся Престеа и Обуаси (Гана), Витватерсэнд (ЮАР), Карлин (CLUAh), Мак-Интайр-Поркьюпайн и Керр-Эддисон (Канада), Бакырчик (Казахстан), Наталкинское, Майское (Россия), Морро-Велью (Бразилия), Вайхи (Новая Зеландия) и Лайзоу

(Китай).

Широко распространенный способ [17] переработки золотосодержащих руд - цианидное выщелачивание, предназначенное для переработки золота, содержащегося в основном в кварцевой руде. Этот способ неприемлем для большого объема упорных для цианирования золотосодержащих руд.

Упорные золотосодержащие руды перерабатываются другими способами. Одним из них является способ [18] переработки золотосульфидных руд с использованием азотной кислоты (коллективного растворителя сульфидных минералов), обеспечивающей полное вскрытие золота, ассоциированного с ними. К недостаткам данного способа относятся высокий расход кислоты на разложение рудных компонентов, необходимость применения кислотоупорной аппаратуры, опасность работы с концентрированной кислотой и большое количество вредных сбросов.

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

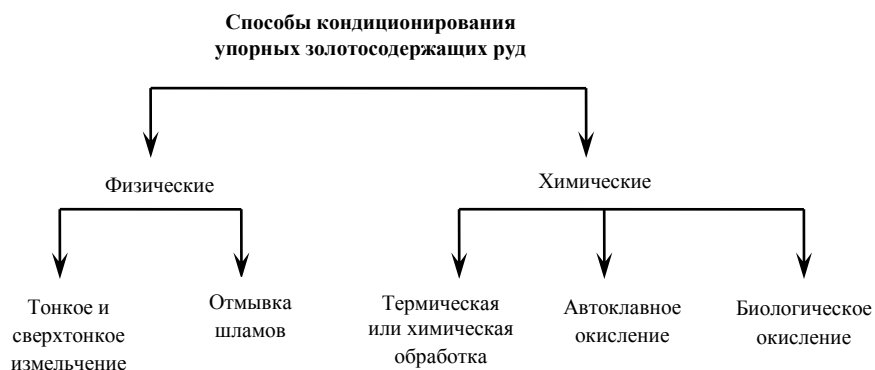


Максимальная степень отгонки золота в газовую фазу достигается при 900-1000 °С и продолжительности процесса 1,5-2,4 ч.

Оптимальный расход натрия 10-15% от массы исходного сырья. Выход золота в возгон составляет 97-99%, содержание в остатке 0,6-2 г/t. Последующим водным выщелачиванием хлоридных возгонов золото восстанавливается до металла, а хлориды мышьяка, железа, свинца, цинка и сульфат натрия переходят в фильтрат, который подвергают переработке, представляющей сложный многоступенчатый гидрометаллургический передел.

Суммарное содержание золота и хлорида серебра в нерастворимом остатке (кеке) водного выщелачивания составляет несколько процентов, что позволяет эффективно осуществлять плавку кека на металлическое черное золото. Недостаток этого способа - его многостадийность и сложность, в т. ч. по техническому оснащению, так как реализация способа требует эффективной системы пылегазоулавливания, газоочистки, переработки золотосодержащих хлористых возгонов, а также многоступенчатой переработки фильтратов, содержащих хлориды тяжелых металлов и мышьяка. При этом способ характеризуется высокой энергоемкостью вследствие того, что процесс хлоридовозгонки связан с необходимостью нагревания большей массы руды до 900-1000 °С. Кроме того, способ предназначен для ограниченного круга золотосодержащих материалов, а именно, сложных по составу сульфидных руд.

Известен способ [19] переработки золотосодержа-



шего сульфидного сырья, который относится к способам переработки минеральных руд, конкретно, к переработке широкого круга золотосодержащего сырья, в т. ч. упорных сульфидных и глинистых руд, которые не подлежат переработке обычными методами, и может найти применение в технологии извлечения золота.

В способе переработки золотосодержащего сульфидного сырья, включающем галогенирование, переработку продуктов галогенирования, последующее водное выщелачивание с выделением золотосодержащей фракции галогенирование осуществляют бифторидом и/или фторидом аммония при массовом отношении сырья к фторирующему агенту 1:1,2 - 1:3,5 и температуре 170-190°С с выделением газообразного аммиака. Полученные продукты фторирования нагревают при температуре 450-650°С с одновременным отводом летучих аммонийсодержащих фторидов, образовавшийся нелетучий остаток подвергают повторному фторированию при массовом отношении остатка к фторирующему агенту 1:0,3 - 1:0,4 и температуре 150-170°С.

Отличие предлагаемого способа переработки золотосодержащего сырья от известного состоит в использовании в качестве галогенирующего агента бифторида и/или фторида аммония, в результате чего золото при галогенировании остается в нефторируемом твердом остатке (в известном способе золото при галогенировании переходит в хлоридный взгон). Это определяет различия и в последующих стадиях переработки и обеспечивает получение при осуществлении предлагаемого способа нового технического результата, заключающегося в следующем:

- в отличие от известных способов, направленных на переработку определенного типа золотосодержащего сырья, предлагаемый способ является универсальным, пригодным для переработки любого золотосодержащего сырья с помощью одного реагента;

- существенно упрощается способ за счёт сокращения числа стадий переработки и уменьшения объемов участвующих в процессах растворов.

Кроме того, способ обладает дополнительными преимуществами: обеспечивает почти 100%-ный обо-

рот галогенирующего агента; позволяет получить дополнительно такие высококлассные товарные продукты, как диоксид титана высокой степени чистоты, мелкодисперсный диоксид кремния, сублимированный гексафторсиликат кремния высокой степени чистоты и легированный оксид железа (охра, сурик); является замкнутым и экологически безопасным на всех стади-

ях. Для осуществления способа используется известное технически несложное и доступное оборудование.

В работе [20] приведены результаты исследования хвостов цианирования с целью повышения извлечения золота, ассоциированного с сульфидами, карбонатами и др., а также вскрытия тонкодисперсного золота современными интенсификационными технологиями, такими как ультразвуковая (УЗ) и магнитно-импульсная обработка (МИО). Изучены химический и минералогический составы хвостов цианирования методами спектрального полуколичественного, химического, фазового, пробирного и рентгеноспектрального микроанализов. Проведены исследования обработки их УЗ и изучен фазовый состав продуктов. Фазовым анализом определены формы нахождения золота в хвостах цианирования после УЗ – обработки и без нее. Показано, что предварительная УЗ-обработка с последующим растворением в цианистых растворах дает извлечение на уровне 28,8%, что на 12,6% больше, чем без обработки. Изучено влияние УЗ на гранулометрический состав хвостов цианирования. Установлено, что УЗ – обработка хвостов высвобождает мелкое золото при разрушении наименее прочных минеральных агрегатов и поверхностных пленок. Приведены результаты растворения золота в тиомочевинных и цианистых растворах с предварительной МИО. Показано, что такая обработка в основном разрушает более крупный материал. Извлечение золота после предварительной МИО с последующим выщелачиванием в цианистых растворах находится на уровне 27,3%. В качестве сорбента для сорбции золота из цианистых растворов как при УЗ, так и при МИО использована смола AuRIX®100.

Авторами работы [21] проводились научно-исследовательские работы по оксихлоридному выщелачиванию золота и серебра из упорных концентратов, полученных при переработке упорных руд месторождений Кызылкумов. Установлено, что при применении данной технологии комплексно извлекаются ценные компоненты с высокими показателями.

Известен способ [22], который относится к переработке упорных руд и концентратов, содержащих золото. Способ включает обработку их хлором в при-

сутствии воды и комплексобразователя в виде хлорида натрия с переводом золота в раствор, отделение раствора от образовавшегося осадка, промывку осадка водой с образованием промывных вод. Обработке подвергают упорные руды или концентраты с пониженным содержанием золота и урана с дополнительным извлечением урана. При этом обработку ведут хлором в атомарном или молекулярном состоянии. В качестве комплексобразователя берут хлорид или сульфат натрия. Обработку ведут при массовом соотношении Ж:Т равном (1-1,5):1, в течение 1-2 ч при температуре 20-70°C при одновременном переходе в раствор золота и урана. Использование данного способа упрощает процесс, снижает энергозатраты при сохранении высокой степени извлечения золота и урана из бедных упорных руд и концентратов.

Известен также способ [23], который относится к гидрометаллургии и обогащению руд, в частности, извлечению цветных, редких и благородных металлов из упорного минерального сырья выщелачиванием, к переработке руд, продуктов обогащения и отходов горно-обогатительных и металлургических производств, в том числе концентратов, промпродуктов, хвостов, шлаков, шламов и др.

Способ переработки упорного минерального сырья, содержащего металлы, включает выщелачивание упорного минерального сырья в водном растворе кислоты с концентрацией от 1,8 до 50 г/дм³ активным кислородом в присутствии ионов трехвалентного железа и извлечение металлов из получаемых продуктов выщелачивания, достигается повышение степени извлечения металлов из упорного минерального сырья, сокращение времени выщелачивания, снижение энергетических затрат и повышение экологичности переработки.

Авторами статьи [24] проводилась сопоставительная оценка вариантов переработки упорных флотоконцентратов. Известно, что при разработке технологических схем извлечения золота из руд и концентратов на многих золотодобывающих предприятиях проводят исследования и сопоставление различных технологий. Для вскрытия упорных золотосодержащих руд и концентратов используются методы сверхтонкого измельчения, окислительного обжига, бактериального и автоклавного окисления.

Проведены лабораторные исследования четырех вариантов технологии переработки трех упорных флотационных концентратов, полученных при обогащении первичных руд крупных золоторудных месторождений Амурской, Читинской областей и Красноярского края. Показано, что метод сверхтонкого помола упорных концентратов не обеспечивает существенного прироста извлечения золота. Окислительный обжиг позволяет повысить извлечение золота при последующем цианировании до 88-93%. Высокое извлечение золота обеспечивает автоклавное окисление, в процессе которого окисляются практически все сульфиды, а также происходит разложение некото-

рых породообразующих минералов (полевых шпатов). Однако в условиях автоклавного окисления происходит активация углистого вещества. Так, для сорбционно-активных концентратов I и II извлечение золота из продуктов автоклавного и бактериального окисления одинаково, хотя степень окисления сульфидов при автоклавном окислении существенно выше, чем при бактериальном.

Известен также способ [25], который относится к хлоридным методам извлечения металлов из руд и может быть использован в цветной металлургии при переработке труднообогатимых руд благородных металлов. Проводят термообработку руды и (или) ее концентрата в присутствии реагента водных хлоридов магния, преимущественно в составе природных минералов и технических солей: бишофита и (или) карналлита и (или) тахгидрита. Шихтовку измельченной руды и (или) ее концентрата с реагентом проводят в соотношении 1 масс. ч. руды к 0,05-3 масс. ч. реагента, а термообработку при 400-600°C в течение 20-40 мин. Приведены режимы термообработки для руд с различным содержанием сульфидов, а также режимы выщелачивания. Главным достоинством предлагаемого способа является уменьшение количества используемых реагентов, снижение температуры и энергозатрат процесса при обеспечении высокой степени извлечения металлов и повышение экологичности.

Предложен способ [26], который относится к гидрометаллургическим способам переработки упорных серебро- и золотосодержащих руд, концентратов, шламов, в которых благородные металлы ассоциированы с оксидами марганца, меди, свинца, никеля. Способ заключается в обработке исходного измельченного материала кислотами (соляной, серной, азотной, бромисто-водородной, йодисто-водородной) при введении и/или поддержании суммарной концентрации оксидов марганца в пересчете на двуокись марганца 3-6 масс. % в присутствии комплексобразователя (хлор-ион, бром-ион, йод-ион) при Т:Ж=4-5 при температуре 343-363 К и времени 30 - 90 мин с переводом золота и серебра в раствор. Исходный материал, содержащий марганец низших степеней окисления, предварительно обжигают на воздухе при температуре 800-825 К, а при переработке золото- и серебросодержащих материалов с содержанием серебра более 1 кг/т сначала проводят селективное выщелачивание серебра, оставшуюся твердую фазу с концентрацией серебра менее 1 кг/т направляют на гидрометаллургическую обработку. Для упрощения отделения раствора от твердой фазы в пульпу вводят ионообменные сорбенты. Применение данного способа позволяет снизить энергоемкость, заменить токсичные цианидные реагенты, повысить извлечение золота и серебра из бедных руд и концентратов, совместно с золотом и серебром извлекать металлы платиновой группы.

Также предложен способ [27], который относится

к переработке упорных руд и концентратов, содержащих золото. Способ включает обработку их хлором в присутствии воды и комплексообразователя в виде хлорида натрия с переводом золота в раствор, отделение раствора от образовавшегося осадка, промывку осадка водой с образованием промывных вод. Обработке подвергают упорные руды или концентраты с пониженным содержанием золота и урана с дополнительным извлечением урана. При этом обработку ведут хлором в атомарном или в молекулярном состоянии. В качестве комплексообразователя берут хлорид или сульфат натрия. Обработку ведут при массовом соотношении Ж:Т, равном (1-1,5):1, в течение 1-2 h при температуре 20-70°C при одновременном переходе в раствор, золота и урана. Применение данного способа сопровождается упрощением процесса, снижением энергозатрат при сохранении высокой степени извлечения золота и урана из бедных упорных руд и концентратов.

В работах [28, 29] приведен и обобщен мировой опыт глубокой переработки упорных комплексных руд благородных металлов, обеспечивающий получение готовой продукции, конкурентоспособной как по технологическим, экономическим, так и экологическим критериям. В зависимости от минерального, вещественного состава и морфометрических свойств руд, продуктов и отходов обогащения экономически обоснованы методы вскрытия золотосодержащих сульфидов: тонкое измельчение, автоклавное, химическое и биогидрометаллургическое окисление, низкотемпературный обжиг, воздействие мощных электромагнитных импульсов. Приведены результаты промышленной реализации за рубежом технологии вскрытия упорных золотосодержащих руд.

Основные выводы:

Установлено также, что упорные золотосодержащие руды перерабатываются цианированием с использованием азотной кислоты коллективного растворителя сульфидных минералов, обеспечивающее полное вскрытие золота, ассоциированного с ними. К главным недостатком данного способа относится высокий расход кислоты на разложение рудных ком-

понентов, необходимость применения кислотоупорной аппаратуры, опасность работы с концентрированной кислотой и большое количество вредных сбросов.

Известен также способ переработки сложных по составу сульфидных руд галогенированием, включающий обработку хлоридом натрия исходного материала предварительно отожженного, с целью снижения содержания сульфидной серы до оптимального предела 2-5%. Недостаток этого способа – его многостадийность и сложность, в т. ч. по техническому оснащению, так как реализация способа требует эффективной системы пыле – газоулавливания, газоочистки, переработке золотосодержащих хлористых возгонов, а также многоступенчатой переработке фильтров, содержащих хлориды тяжелых металлов и мышьяка.

При этом способе характеризуется высокая энергоёмкость, вследствие того, что процесс хлоридовозгонки связан с необходимостью нагревания большей массы руды до 900-1000°C. Кроме того, способ предназначен для ограниченного круга золотосодержащих материалов, а именно сложных по составу сульфидных руд.

Известен способ, который относится к хлоридным методам извлечения металлов из руд, рекомендованный для использования в цветной металлургии при переработке труднообогатимых руд. Главным достоинством предлагаемого способа является уменьшение количества используемых реагентов, снижение температуры и энергозатрат процесса при обеспечении высокой степени извлечения металлов и повышение экологичности.

Также известен способ, который относится к переработке упорных руд и концентратов, содержащих золото. Обработке подвергают упорные руды или концентраты с пониженным содержанием золота и урана с дополнительным извлечением урана. Применение данного способа сопровождается упрощением процесса, снижением энергозатрат при сохранении высокой степени извлечения золота и урана из бедных упорных руд и концентратов.

Список литературы:

1. Меретуков М.А., Санакулов К.С., Зимин А.В., Арустамян М.А. Золото: химия для металлургов и обогатителей, М.: Руда и металлы, 2014, с. 411.
2. Захаров Б.А., Меретуков М.А. Золото: упорные руды, М.: Руда и металлы, 2013, с. 450.
3. DianwuJiaudp., 1992
4. AfenyaP. // Miner. Eng. 1991. V. 4. P. 1043 – 1055.
5. Henley K. // Proc. Int. Conf.: Biomine' 93. Adelaide, Austr. 1993. March 22-23. P. 5.1-5.13.
6. Linge H. // Proc. South East Asia Gold Symp.: Seagold 91. V. 1. 1991. P. 43 – 49.
7. Marsden J., House I. The chemistry of gold extraction. – Elis Horwood. N. Y. 1993. –597p.
8. Swash P // SAIMM J. 1988. V. 88. P. 173 – 180.
9. Vaughan J. // JOM. 2004. V. 56. July. P. 46 – 48.
10. Fleet M., Mumin A. // Am. Mineral. 1997. V. 82. P. 182 – 193.
11. Afenya P. Studies in the processing of a carbonaceous gold ore. – Ph. D. Thes. London Univ. 1976.
12. Radtke A., Scheiner B. // Econ. Geol. 1970. V. 65. P. 87 – 102.
13. Kesse G. Mineral and rock resources of Ghana/Balkema. Rotterdam, Holland. 1985-610p.
14. Nice R. // Can. Min. J. 1971. June. P. 41 – 49.
15. Жучков Д. А., Лодейщиков В. В., Скобеев И. К. // Цветные металлы 1968. №9. с 33-34.

16. Adamson Ed. R. // *Gold Metallurgy in South Africa. // Chamber of Mines of South Africa. Johannesburg, RSA. 1972. – 452 p.*
17. Рипан Р., Четяну И. Неорганическая химия. М.: Мир, 1972, т.2.с.756-757.
18. Лодейщиков В.В. Извлечение золота из упорных руд и концентратов. - М.: Недра, 1968/
19. Мельченко Е.И., Моисеенко В.Г., Сергеев В.И. и др. // Пат. 2120487 РФ, С 22 В11/00 Способ переработки золотосодержащего сырья / Оpubл. от 20.10.1998г.
20. Целищев Г.К., Курохтина Н.В., Никитина Е.В., Свиридов А.Н., Аржаткина Л.А., Федоров В.Д. // Пат. 2412262. Россия. МПК: С 22 В 11 00,С 22 В 60 02,С 22 В 3 10. Способ переработки упорных руд и концентратов. / М.: -2011.№ 2009130180/02 от 05.08.2009
21. Намазбаев Ш.Н., Бекмурзаев Б.Б., Намазбайов Н.Н., Раимжанов Б.Р. Безотходная технология извлечения золота из упорных золотосодержащих руд Кызылкумов. М.: - Журнал ГИАБ №2 2014. С. 223-226
22. Карабасов Ю.С., Лужков Ю.М., Панин В.В. и др. // Пат. 2265068, Россия, МПК: 7С 22В 3/06 А. Способ переработки упорного минерального сырья, содержащего металлы. / М.: - 2005 № 2004129476/02 от 07.10.2004
23. Совмен Х.М., Асланкулов Р.Я. // Пат. 2261928. Россия. МПК: 7С 22В 11/00 А, 7С 22В 3/18 В. Способ переработки упорных золото-мышьяковых руд и концентратов./ М.: -2004.№ 2004109838/02 от 02.04.2004
24. Емельянов Ю.Е., Богородский А.В., Баликов С.В., Епифоров А.В. Сопоставительная оценка вариантов переработки упорных флотоконцентратов М.: Цветные металлы, №8, 2012, С. 10-12.
25. Винокуров С.Ф., Хитров В.Г. // Пат. 2113526. Россия. МПК: 6С 22В 11/02 А, 6С 22В 11/06 В, 6С 22В 1/08 В. Способ переработки упорных руд благородных металлов. / М. 1998.№97104074/02.
26. Меретуков М.А., Мейерович А.С., Карабач С.А. // Пат. 2033446. Россия. МПК: 6С 22В 11/00 А. Способ переработки упорных серебро-золотосодержащих материалов, руд и концентратов./ М.: -1995.№93057761/02 от 25.03.1994
27. Целищев Г.К., Курохтина Н.В., Никитина Е.В., Свиридов А.Н., Аржаткина Л.А., Федоров В.Д. // Пат. 2412262. Россия. МПК: С 22 В 11 00,С 22 В 60 02,С 22 В 3 10. Способ переработки упорных руд и концентратов. / М.: -2011.№ 2009130180/02 от 05.08.2009
28. Санакулов К.С. Особенности технологии извлечения металла из упорных и особоупорных золото-сульфидмышьяковистых руд // Горный вестник Узбекистана. - 2014. - № 2. - С. 33-36.
29. Лодейщиков В.В. Основы технологии извлечения золота и серебра из упорных руд. Дис. докт. техн. наук. Иркутск 1987 - 457 с.

УДК 622.271:622.277.6(047.31)

© Снитка Н.П., Назаров З.С. 2014 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ РАДИУСА ЗОН ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ ГОРНОГО МАССИВА ВЗРЫВАМИ КАМУФЛЕТНОГО ЗАРЯДА

Снитка Н.П., главный инженер НГМК; Назаров З.С., ведущий инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук

Maqolada elastiklik nazariyasi qonunlarini qo'llagan holda uran qatlamida darzliklar radiusi aniqlangan bo'lib, u kamuflet skvajinali zaryad radiusiga, portlatish sharoiti ko'efficientiga, massivning akustik mustahkamligiga, Puasson ko'efficientiga va uran plastining qattqlik darajasiga bogliqlik qonuniyati o'rganilgan.

Tayanch iboralar: elastiklik nazariyasi, darzliklar radiusi, uran produktiv qatlamining chuqurligi, kamuflet skvajina zaryadi, portlatish sharoiti ko'efficienti, massivning akustik mustahkamligi, Puasson ko'efficienti, uran qatlamining qattqlik darajasi.

The radius of crack formation in the depth of the uranium reservoir is determined in this article based, on the theory of elasticity which depends on the camoufletblasthole charge radius, coefficient of detonation conditions acoustic stiffness of the massif, Poisson's ratio and structural behavior of rocks and uranium layer.

Key words: laws of the theory of elasticity, radius of crack formation, reservoir depth of uranium, camouflage blasthole charge, coefficient of detonation conditions, acoustic stiffness of the massif, Poisson's ratio, structural behavior of rocks and layer of uranium.

При производстве массовых взрывов установлено, что в массиве происходит не только их дробление, но и изменение их физико-механических и горно-технологических свойств [1-5], что приводит, в частности к ослаблению прочности горных пород в глубине горного массива [5].

Опыт на образцах горных пород и руд показали [6], что после однократного взрывного нагружения прочность образцов известняка и магнетитовой руды составляла соответственно 38,6 и 40,8% от начальной. Исследования [7], проведенные на гранитах, также позволили установить, что взрывные нагрузки

приводит к снижению прочности горных пород и увеличению их пористости и водопоглощения.

В более поздних исследованиях [8-10], рассматривались различные варианты по повышению использования направленного воздействия энергии взрыва на внутреннюю структуру горных пород. Установлено, что за счет изменения интенсивности взрывного нагружения и выбора соответствующего направления взрывания происходит изменение микроструктуры руды, ее прочностных характеристик. Установлено [10], что уровень снижения прочности образцов горных пород составляет 23-57% от первоначальной прочности.

Для описания процесса разрушения продуктивного пласта урана продуктами детонации рассмотрим схему гидродинамического процесса трещинообразования горного массива, создаваемой взрывом камуфлетного скважинного заряда ВВ.

Для определения величину разрушения продуктивного пласта, установим радиус трещинообразования в глубине массива, согласно методике приведенной в работе [11]. При этом будем считать, что радиус трещинообразования массива определяется действием взрыва камуфлетного цилиндрического заряда ВВ диаметром равной – d_0 .

Согласно законам теории упругости, радиус трещинообразования горного массива зависит от величины тангенциальных напряжений на растяжение, возникающих в горном массиве, которые определяются по эмпирической формуле:

$$\sigma_{pac} = \mu \cdot \sigma_{сж} / (1 - \mu), \quad (1)$$

где, $\sigma_{сж}$ – радиальные напряжения на сжатие, МПа;
 μ – коэффициент Пуассона.

Радиальные напряжения на сжатие на фронте детонационной волны и скорость массового смещения массива горных пород связаны между собой следующей зависимостью:

$$\sigma_{сж} = U \cdot \rho \cdot C_p / g, \quad (2)$$

где $r C_p$ – акустическая жесткость массива горных пород, $1,5 \times 10^5 - 15 \times 10^5 \text{ г} \cdot \text{см} / \text{см}^3 \cdot \text{с}$;
 g – ускорение свободного падения, ($9,81 \text{ м} / \text{с}^2$).

Скорость массового смещения продуктивного пласта определяется по известной формуле акад. М.А. Садовского:

$$U = A \left(\sqrt[3]{Q} / R_{mp} \right)^m, \quad (3)$$

где A – коэффициент зависящий от условия взрывания, принимается 200-250;

Q – масса заряда ВВ, kg;

R_{mp} – расстояние от центра заряда до рассматриваемой точки, m;

m – коэффициент поглощения энергии для камуфлетного цилиндрического заряда ВВ, $m=2$ [12].

Подставляя в уравнение (3) значения $Q = 2\pi R_0^3$, имеем:

$$U = 3.54 \left(\frac{R_0}{R_{mp}} \right)^n. \quad (4)$$

Решив уравнение (4) относительно R и поставив значения U , $s_{сж}$, получим следующую эмпирическую формулу:

$$R_{mp} = R_0 \sqrt{\frac{3.54 \rho C_p \mu}{\sigma_{pac} (1 - \mu)}}, \text{ m} \quad (5)$$

Максимальный радиус зон трещинообразования в глубине продуктивного пласта урана окончательно определяется из условий $\sigma_{pac} = \sigma_p$.

$$R_{mp} = R_0 \sqrt{\frac{3.54 \rho C_p \mu}{[\sigma_{pac}] \cdot (1 - \mu)}}, \text{ m} \quad (6)$$

Основные выводы:

1. На основе теоретического исследования разработана математическая модель действия взрыва камуфлетного цилиндрического заряда, описывающая зоны трещинообразования в глубине продуктивного пласта урана научная новизна, которой защищена патентом Республики Узбекистан.

2. Установлено, что при взрыве камуфлетного цилиндрического заряда, под воздействием ударной и отраженной волн напряжения от свободной поверхности уступа в глубине продуктивного пласта урана образуется зона трещинообразования массива. На основе использования законов теории упругости определен радиус трещинообразования в глубине продуктивного пласта урана, зависящий от радиуса камуфлетного скважинного заряда, коэффициента определяющего условия взрывания, акустической жесткости массива, коэффициента Пуассона и прочностных свойств пород продуктивного пласта урана на растяжение. Научная новизна технологического решения защищена положительным решением патента Республики Узбекистан.

Список литературы:

1. Минделли Э.О., Махначев М.П. Метод и следование поведения горных пород при пульсирующем режиме нагружения. //ФТПРПИ, 1971. -№1. –С. 18-25.
2. Махначев М.П., Протождяконов М.М. Влияние статистических равномерных и динамических пульсирующих нагрузок на усталостные свойства горных пород. //В кн.: Исследование физико-механических свойств и взрывного способа разрушения горных пород. –М.: Наука, 1970. –С. 99-103.
3. Сиваев Е.А., Соболев Ю.П., Немов В.И. // Труды Кузбасского политехнического института. Вып. №3. – Кемерово: Кузбасский политехн. ин-т, 1968. –С. 17-19.
4. Ржевский В.В., Новиков Г.Я. Основы физики горных пород. –М., Недра, 1984. – 359 с.
5. Борзых А.А., Борзых В.П. К теории взрывного разрушения горной массы. Воздействие одиночного заряда. //ФТПРПИ, 1983. -№5. –С. 50-55.
6. Данчев П.С. О влиянии ударных взрывных волн на макроструктуру и прочность горных пород. // Труды V сессии Ученого совета по народно-хозяйственному использованию взрыва. – Фрунзе: Илим, 1965. –С. 219-226.
7. Волов Г.А., Утешев В.А., Чепур В.А., Мурзак А.Д. Влияние взрывных нагрузок на качество готового продукта. // Строительные материалы. 1971. - №5. –С. 24-25.

8. О повышении эффективности добычи и переработки железистых кварцитов КМА за счет управления их прочностью. / Н.Я.Репин, В.И.Токмаков, М.Б.Редкин и др. //Научные основы создания комплексно-механизированных и автоматизированных карьеров и подводной добычи полезных ископаемых: тез. докл. Всесоюзн. научн.техн. конф. – М.: МГИ, 1980. –С. 670-710.

9. Токмаков В.И. Исследование влияния взрыва на прочностные свойства железистых кварцитов с целью повышения эффективности процессов рудоподготовки: дис. канд.техн.наук. –М.:МГИ, 1982.

10. Шамонин В.А. Исследование механизма взрывного воздействия и его влияния на изменение прочностных свойств в отбываемой руде и ее обогатимость: дис. канд.техн.наук. – М.: МГИ, 1982.

11. Жигур Л.Ю., Мезин А.И. Исследование механизма взрывного нагружения горных пород в зоне недозаряда в скважине. – В кн.: Взрывное дело, №86/43. М., Недра, 1984. –С. 221-225.

12. Мосниев В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М., Недра, 1976.

УДК 622.012.3:622-1

© Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нуриддинов Ф.А. 2014 г.

МОДЕЛИРОВАНИЕ РАЦИОНАЛЬНОГО НАПРАВЛЕНИЯ РАЗВИТИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА ПРОЕКТИРУЕМЫХ КАРЬЕРАХ КЫЗЫЛКУМСКОГО РЕГИОНА

Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; Заиров Ш.Ш., ст. научный сотрудник-соискатель НГГИ, канд. техн. наук; Нуриддинов Ф.А., магистрант НГГИ

Maqola foydali qazilma konlarini kon-geologik taxliliga bag'ischlangan. Quyidagi ishda kon ishlari olib borish jarayonidagi ma'lum parametrlar asosida qoplama tog' jinslari va foydali qazilmalarning hajmini aniqlash bo'yicha usullar o'rganilgan bo'lib, uning kar'er konturi, joylashgan joyi, plan asosidagi havfsizlik va qazishning iqtisodiy samaradorligi qonuniyatlariga bog'likligi keltirilgan.

Tayanch iboralar: kon, kon-geometrik tahlil, xajmni aniqlash, qoplama kon jinslari va foydali qazilmalar hajmi, kon ishlarini olib borish, ma'lum parametrlar, kar'er konturi, joylashgan joyi, plan asosidagi xavsizlik va qazishning iqtisodiy samaradorligi.

Work is devoted mountain geometrically to the analysis of mineral deposits. In this work methods of determination of stage-by-stage volumes of a overburden breed and the mineral extracted when conducting mining operations with the set parameters depending on a place of their stay in a pit contour, the sequence of performance of overburden and mining works in borders of a career field providing systematic, safe and its economically effective development during working off are investigated.

Key words: deposits, mining and geometrical analysis, methods of determining the volume, the volume of overburden and minerals, mining, set parameters, career path, location, systematic safety and economic efficiency of development.

Развитие горной промышленности, строительство и реконструкция горных предприятий осуществляются на основе проектов, в которых должны быть найдены оптимальные решения на много лет вперед.

Горные предприятия в отличие от многих других промышленных объектов и сооружений (металлургических, машиностроительных, химических заводов и др.) являются природно-технологическими комплексами. Параметры и показатели экономической эффективности горных предприятий определяются для данного уровня техники в основном природными факторами (строением

и размерами месторождений, рельефом местности, гидрогеологическими условиями и др.) и допустимым воздействием предприятий на окружающую среду. В отличие от других природно-технологических комплексов карьеры являются динамичными объектами, развивающимися в течение нескольких десятилетий во времени и пространстве. Вследствие этого ежегодно изменяются размеры карьеров, длина транспортных коммуникаций и горно-геологические условия, а также перемещаются в пространстве рабочие места. Оптимизация проектов карьеров осложняется большой разнородностью определяющих факторов (природные, техниче-

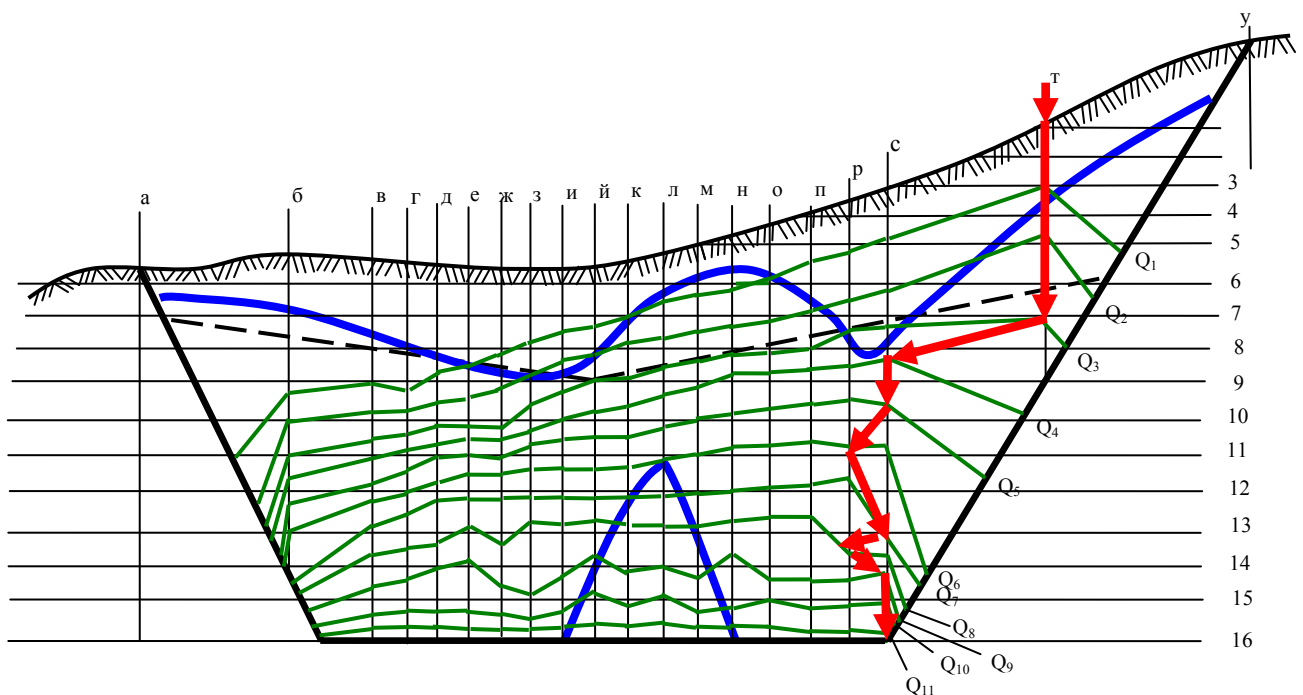


Рис. 1. Поперечный разрез рудного тела N

ские, экономические и социальные), вероятностным характером их воздействия, высокой степенью неопределенности и недостаточной изученностью ряда факторов к началу проектирования.

Качество проектов карьеров и, прежде всего, степень оптимизации и достоверности проектных решений оказывают значительное влияние на эффективность горного производства, рациональное использование минерально-сырьевых ресурсов и охрану окружающей среды. Поэтому определение направления развития горных работ в пределах карьерного поля, обеспечивающего рациональный их режим, является трудоемкой технико-экономической задачей, правильное решение которой требует не только большой эрудиции и глубоких знаний, но и творческого подхода, основанного на применении современной компьютерной техники, программирования и экономико-математических методов.

Целью проводимых исследований является определение оптимального варианта формирования рабочей зоны и наилучшего распределения во времени объемов добычных и вскрышных работ в контуре карьера.

При разработке рудного тела большое значение имеют вскрышные работы, так как их объемы во много раз превосходят объемы полезного ископаемого. Исходя из этого, для определения направления углубки воспользовано критерием наименьшего среднего от начала разработки коэффициента вскрыши, который, в свою очередь, обеспечивается наименьшими значениями текущего коэффициента вскрыши в каждый период.

Процесс добычи полезного ископаемого и извлече-

ния вмещающих и покрывающих пород характеризуется двумя основными взаимно перпендикулярными направлениями развития горных работ: в глубину и в горизонтальном направлении. Для постоянного максимального извлечения полезного ископаемого необходимо интенсивное развитие работ в обоих направлениях. Между скоростью развития горных работ в глубину и горизонтальном направлении существует математически выражаемая взаимосвязь [1]:

$$h_r \leq \frac{l_r}{\text{ctg}\varphi \pm \text{ctg}\beta}, \quad (1)$$

или

$$l_r \geq h_r (\text{ctg}\varphi \pm \text{ctg}\beta),$$

где h_r – скорость понижения горных работ, м/год;
 l_r – скорость горизонтального подвигания уступов, м/год;

φ – угол откоса рабочего борта, градусы;

β – угол направления углубки, град.

Если учесть, что $h_r = h/T$, то:

$$l_r \geq \frac{h(\text{ctg}\varphi \pm \text{ctg}\beta)}{T},$$

где h – высота уступа, м;

T – продолжительность подготовки нового горизонта, годы.

Тогда горизонтальное подвигание уступов при подготовке нового горизонта:

$$l = l_r T = h(\text{ctg}\varphi \pm \text{ctg}\beta) \quad (2)$$

или с учетом $h \text{ctg}\varphi = B + h \text{ctg}\alpha$

$$l = B + h(\text{ctg}\alpha \pm \text{ctg}\beta) \quad (3)$$

где α – угол откоса рабочего уступа, град.;

B – ширина рабочих площадок, м.

Здесь знак плюс принимается при определении

Таблица 1

Результаты замеров объемов руды на поперечном разрезе, млн. м³

Горизонтальные плоскости сечения	Вертикальные плоскости сечения																			
	а	б	в	г	д	е	ж	з	и	й	к	л	м	н	о	п	р	с	т	у
1																			0,01	
2																			0,27	0,03
3																			0,62	0,18
4																0,04	0,13	0,22	0,98	0,38
5												0,01	0,06	0,14	0,21	0,35	0,55	0,67	1,29	0,57
6									0,03	0,05	0,16	0,30	0,36	0,53	0,65	0,83	0,93	1,12	1,57	0,78
7	0,02				0,02	0,03	0,06	0,19	0,32	0,41	0,55	0,81	0,93	0,97	1,08	1,26	1,43	1,62	1,81	0,97
8	0,09	0,03	0,04	0,11	0,21	0,31	0,49	0,67	0,88	0,98	1,30	1,39	1,60	1,71	1,70	1,80	2,01	1,98	2,02	1,21
9	0,19	0,46	0,59	0,54	0,67	0,84	1,04	1,44	1,63	1,78	1,92	2,08	2,25	2,48	2,52	2,50	2,63	2,62	2,23	1,41
10	0,30	1,12	1,47	1,52	1,77	1,76	1,81	2,14	2,38	2,59	2,61	2,76	2,99	3,07	3,16	3,18	3,30	3,22	2,46	1,58
11	0,63	1,89	2,30	2,57	2,88	3,04	3,20	3,35	3,31	3,42	3,40	3,45	3,60	3,71	3,76	3,78	3,71	3,67	2,76	1,60
12	1,11	2,72	3,27	3,57	3,91	4,04	4,27	4,21	4,40	4,35	4,34	4,14	4,14	4,15	4,14	4,25	4,17	4,16	3,09	1,90
13	1,66	3,69	4,29	4,62	4,85	4,94	4,94	5,02	5,14	5,12	5,10	4,97	5,01	5,01	4,76	4,71	4,58	4,46	3,34	2,05
14	2,43	4,37	5,00	5,15	5,36	5,43	5,57	5,51	5,55	5,60	5,59	5,38	5,26	5,40	5,23	5,23	5,13	4,83	3,58	2,25
15	3,29	5,00	5,48	5,77	5,89	5,96	5,96	5,99	6,02	6,04	5,97	5,83	5,84	5,82	5,66	5,66	5,46	5,29	3,94	2,51
16	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87	6,87

величины подвигания в направлении, совпадающем с направлением углубки, знак минус – при направлении, противоположном направлению углубки.

Для начала определим направление углубки на поперечных разрезах, а затем с помощью поперечного разреза и погоризонтных планов установим направление развития горных работ в карьерном пространстве, но при этом применим математические методы [2]. Для определения направления углубки необходимы следующие исходные данные:

- поперечные разрезы или погоризонтные планы с границами карьера на конец отработки;
- параметры элементов системы разработки (высота уступа, угол откоса рабочего уступа, ширина рабочей площадки) или угол откоса рабочего борта.

Определение направления углубки по рудному телу N на поперечном разрезе в указанных границах карьера на конец разработки показано на рис. 1.

При принятых параметрах элементов системы разработки угол откоса рабочего борта φ определим по формуле [2]:

$$\varphi = \arctg \frac{h}{B + h \cdot \text{ctg} \alpha} = \frac{10}{30 + 10 \cdot \text{ctg} 80^\circ} = 18^\circ, \quad (4)$$

где h – высота уступа, м;

B – ширина рабочей площадки, м;

α – угол откоса рабочего уступа, град.

На разрез на несемгоризонтальные 1, 2, 3, ..., 16 и вертикальные б, в, г, д, ..., т секущие плоскости. Кроме того, примем для рассмотрения направление углубки по левому а и правому уконечным бортам карьера.

Построим рабочую зону с углами откосов бортов, равными φ, т.е. 18°. Накладываем разрез на рабочую зону, совмещаем вершину трафарета (точка 0) с точками пересечения горизонтальных и вертикальных секущих линий и подсчитываем объемы руды, находящиеся выше рабочих бортов карьера. Результаты подсчетов с учетом масштаба и зоны влияния разреза занесено в табл. 1.

На основе данных табл. 1 строим график Q=f(H) для каждой вертикальной секущей плоскости и для направлений углубки по бортам карьера. По оси абсцисс откладываем положения горизонтальных плоскостей, а по оси ординат – объемы руды, определенные в каждой точке пересечения. В результате получаем кривые Q=f(H) для каждого направления углубки а, б, в, г, д, е, ж, ..., у рис. 2. Следует отметить, что точки пересечения кривых Q=f(H) с осью абсцисс определяем перемещением рабочей зоны сверху вниз

Таблица 2

Результаты замеров объемов горной массы на поперечном разрезе, тыс. м³

Интервалы деления объемов руды, тыс. м ³	Объемы горной массы																			
	а	б	в	г	д	е	ж	з	и	й	к	л	м	н	о	п	р	с	т	у
Q ₁ =6	6450	5800	6000	6200	5750	5600	5250	5000	4700	4600	4600	4450	4400	4450	4200	4100	4050	3900	3000	4000
Q ₂ =12	9600	6650	6650	6750	6800	6900	6900	6400	6000	5800	5600	5550	5500	5600	5550	5480	5300	5150	3950	4750
Q ₃ =18,5	10850	8150	8050	8150	7800	8200	8150	7700	7150	7000	6750	6750	6650	6500	6600	6450	6250	6200	5450	9300
Q ₄ =24	11500	9150	9000	8800	8450	8450	8900	8450	8250	7950	7850	7650	7350	7050	7000	7050	6900	6750	7050	12850
Q ₅ =30	11850	10650	9700	9500	9250	9550	9600	9100	9100	8950	9100	8650	8250	8050	8000	7900	7750	7700	8950	13550
Q ₆ =36	12500	11000	10750	10850	10300	10300	10400	10100	10100	10150	103000	10000	96500	9250	9200	8950	8900	8900	12400	13800
Q ₇ =42	14650	12000	11250	11200	10950	11400	11500	11300	11550	11450	11600	11600	11300	11150	10750	10450	10150	10100	12800	13550
Q ₈ =48	14750	13650	12750	12800	12750	12200	13800	12350	12650	12400	12550	12450	12450	122800	12080	11550	10650	12550	14750	14800
Q ₉ =54	14000	14050	13800	13900	13300	13550	14550	15250	14400	13750	14150	13950	14100	13150	13850	13600	13300	12650	14850	14850
Q ₁₀ =60	15250	14300	14250	14400	14550	14750	15200	15850	15300	14800	15100	14900	15100	14900	14800	14650	14350	13750	14850	14850
Q ₁₁ =66	14000	14900	14950	14900	15100	15300	15550	15550	15450	15400	15350	15450	15400	15300	15350	15000	15200	15150	14900	14900

по каждому направлению а, б, в, ...у до встречи рабочих бортов с рудой. Положение точки 0 в этом случае соответствует отметке глубины, которую затем переносим на ось абсцисс графика Q=f(H).

Общий объем руды в контурах карьера делим на интервалы: Q₁=6; Q₂=12; Q₃=18; Q₄=24; Q₅=30; Q₆=36; Q₇=42; Q₈=48; Q₉=54; Q₁₀=60; Q₁₁=66. В соответствии с принятыми интервалами проводим на графике Q=f(H) горизонтальные линии. Проекция на ось абсцисс точек пересечения этих горизонталей с кривыми Q=f(H) для направлений а, б, в, г, д, е, ..., у дают глубину, на которой добывается заданный объем руды. Переносим полученные отметки глубин на рис. 1,

соединяем полученные точки между собой. Получаем изолинии объемов руды Q₁, Q₂, Q₄, Q₆, ..., Q₁₁.

Далее, помещая рабочую зону в точках на изолиниях, замеряем объемы горной массы и заносим их в табл. 2.

Минимальные объемы горной массы на каждой изолинии (выделенные в табл. 2) соответствуют минимальному среднему от начала разработки коэффициенту вскрыши, а значит, одному из положений линии направления углубки. Соединив между собой точки с минимальными объемами горной массы на всех изолиниях рис. 1, получим направление углубки горных работ на данном разрезе на весь период разработки.

Таким образом, исследованиями установлена последовательность выполнения вскрышных и добычных работ в границах карьерного поля, обеспечивающая планомерную, безопасную и экономически эффективную его разработку за период отработки. При заданном направлении развития горных работ и параметрах системы разработки можно найти распределение поэтапных объемов вскрыши и полезного ископаемого по мере увеличения глубины карьера. Полученными данными можно принять решение о конечной глубине карьера и о целесообразности заданной скорости понижения горных работ.

Список литературы:

1. Шпанский О.В., Лугоцкий Д.Н., Борисов Д.В. Проектирование производственной мощности карьеров: Учеб. пос. – С.-Пб., 2004. – 96 с.
2. Шпанский О.В. Сборник задач по проектированию карьеров / ЛГИ. – Л., 1987.

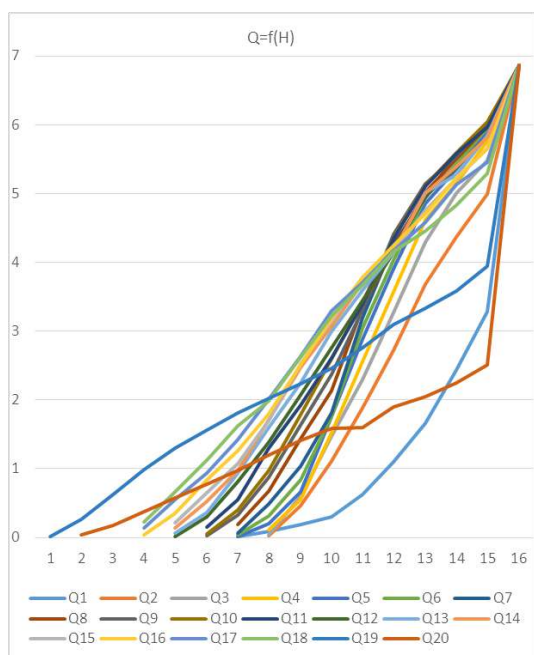


Рис. 2. График Q=f(H)

ВЗРЫВНОЕ РАЗРУШЕНИЕ СЛОЖНЫХ МАССИВОВ С ПРОСЛОЯМИ КРЕПКИХ ПОРОД

Дугарцыренов А.В., проф. кафедры «Взрывное дело» МГИ НИТУ МИСИС, канд. техн. наук; Ким И.Т., доц. кафедры «Взрывное дело» МГИ НИТУ МИСИС, канд. техн. наук; Ким С.И., аспирант кафедры «Взрывное дело» МГИ НИТУ МИСИС; Камолов Ш.А., инженер горного отдела НГМК

Murakkab geologic tuzulishli kon jinrlarini portlatib maydalash mexanizmi ko'rib chiqildi. Unumdor maydalanish radiuslarni hisoblashning oddiy usulini ishlab chiqish uchun nazariy yoritilishi murakkab dinamik maydalanish jayronlari ishtirokisiz model taklif qilindi. Ushbu model portlatish loyihalari tuzishda ishlatiladigan ma'lumotlarni hisoblash imkonini beradi.

Tayanch iboralar: turli qattqlikdagi jinrlar, qattiq jinrlar qatlami, detonatsiya mahsuloti, boshqariladigan maydalash chegarasi.

Article says about fracture mechanism of complex-structural massif on condition of borehole charge explosion. There is suggested the model for development of elementary analysis of effective fracture radius without complex and difficult-to-describe fracture dynamic processes, which allow to identify the proper information for planning both individual and mass explosions.

Key words: different strengths rock bands of hard rock, the detonation products, controlled crushing zone.

Разрушение горных пород взрывом определяется целым рядом особенностей, таких как разнообразие свойств пород, естественная неоднородность среды, различие механических констант породы в статике и динамике, наличие крепких включений. Все это затрудняет создание единой физической модели их взрывного дробления.

Особое внимание при рассмотрении процесса разрушения должно быть уделено условию равновесия в системе «продукты детонации – порода». Равновесие в данной системе при камуфлетном взрыве возможно только при условии равенства конечного давления продуктов детонации (ПД) в полости p и радиального напряжения $\sigma_r = \sigma_{np}$ на стенке полости, равного предельному значению σ_{np} для данной породы [1]:

$$\sigma_{np} = -p. \quad (1)$$

Условие (1) подразумевает, что расширение полости в процессе разрушения и снижение давления ПД происходит до тех пор, пока силы сопротивления на стенке уже разрушенной полости со стороны породы не уравновесят давление ПД. Для выполнения условия (1) величина давления ПД должна уменьшиться на несколько порядков, поэтому здесь следует учитывать изменение коэффициента изоэнтропы взрывных газов в процессе их расширения. Подобная задача сама по себе достаточно сложная, поэтому здесь прибегают к различным приближениям, например, используют двухзвенную адиабату Джонса-Миллера [2].

На настоящий момент наиболее предпочтительной представляется теория равновесной взрывной полости, разработанная на кафедре «Взрывное дело»

МГГУ (ныне НИТУ МИСИС), позволившая вскрыть физические особенности взрывного разрушения горных пород [1,3-4].

Рассмотрим процесс хрупкого разрушения при взрыве цилиндрического заряда. Разрушение начинается на границе заряда (линия 0, рис. 1) за счет действия растягивающих напряжений и образования радиальных трещин отрыва. Далее радиальные трещины распространяются вглубь массива, при этом клиновидные образования (выступы) воспринимают давление газов и передают его на **эффективную поверхность**. Продукты дробления породы находятся внутри цилиндра радиуса (линия 1).

Предположим, что эффективная поверхность повторяет первоначальную форму полости. В результате давления газов точки поверхности 1 смещаются в состоянии равновесия упруго на величину $u_{упр}$ а также неупругого смещения на $u_{бл}$, связанную со сдвижением блоков, уменьшением пористости и закрытием трещин вне эффективной поверхности. Соответственно общая величина смещения границы эффек-

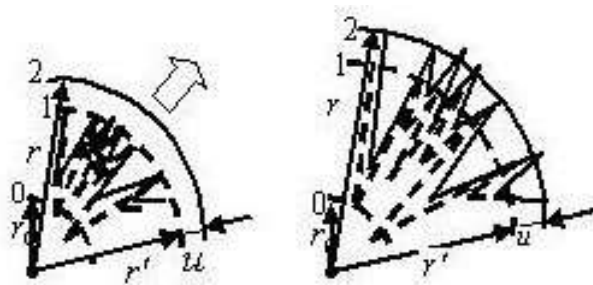


Рис. 1. Движение эффективной поверхности в процессе расширения полости

тивной поверхности составит, $u = u_{\text{yup}} + u_{\text{ol}} = r - r'$ и точки поверхности 1 совмещаются с точками поверхности 2, так, что разрушенная область находится фактически внутри поверхности 2. Радиус r' поверхности 1 есть **эффективный радиус** области разрушения и проникания взрывных газов в трещины [1]. Поскольку продукты разрушения и клиновидные образования (ПРКО) находятся внутри эффективной поверхности, то снижение давления газов в полости возможно счет перемещения границы поверхности и уменьшения пористости ПРКО под всесторонним сжатием. Перемещение границы определяется упругим смещением, сжатием среды вне эффективной поверхности и перемещением, обусловленным движением блоков, деформацией межблочного заполнителя и смыканием пор, а также микро и макротрещин. В частности, учет влияния снижения давления в зарядной полости за счет упругого смещения ее границы и увеличения объема полости на статическое распределение перемещений и напряжений произведен в работе [2].

В случае пластичного (неупругого) разрушения массивов эффективная поверхность является реальной поверхностью разрушенной полости. В частности это имеет место при образовании камуфлетных полостей в сложноструктурных массивах.

Рассмотрим механизм разрушения сложноструктурного массива при взрыве скважинного заряда длиной h , часть которого находится в мягких породах. Пусть длина этой части заряда равна h_1 , тогда в твердом прослое находится заряд длиной $h-h_1$. Очевидно разрушение массива начинается в мягких породах и поскольку взрывные газы находятся в объеме всей скважины, то имеет место перетекание газов от твердого прослоя в зону мягких пород. Это вызывает резкое падение давления газов в зоне твердого прослоя и снижения эффективного разрушения в ней. Построенная модель предложена для разработки простого метода расчета эффективного радиуса разрушения без рассмотрения сложных и трудно поддающихся теоретическому описанию динамических процессов разрушения. Это позволит дать корректные данные для проектирования как отдельных, так и массовых взрывов.

Граница 1 области разрушения радиуса r' движется со скоростью распространения трещин, сохраняя форму полости (рис. 1). В равновесном состоянии движение этой границы прекращается, и объем газов V в разрушенной области находится из выражения:

$$V = V_0 + \Delta V_{\text{me}} + \Delta V_1 + \Delta V_2 + \Delta V_3 + \Delta V_4, \quad (2)$$

где V_0 - первоначальный объем зарядной полости радиуса r_0 , ΔV_{me} , ΔV_1 , ΔV_2 , ΔV_3 и ΔV_4 - соответственно прирост объема газов соответственно в твердом прослое, а также в мягких породах за счет сжатия разрушенной среды, уменьшения пористости среды упругого и блочного смещения границы области разрушения до равновесного радиуса r (линия 2).

Радиус r является радиусом регулируемого дроб-

ления, так как зависит от параметров заряда ВВ и свойств породы.

Рассмотрим расширение полости. В области от линии 0 до линии 1 разрушенная среда находится в условиях всестороннего сжатия за счет равновесного давления p взрывных газов.

Поэтому:

$$\Delta V_1 = -\Delta V, \quad (3)$$

где ΔV - уменьшение объема разрушенной среды под действием всестороннего сжатия.

Известно, что:

$$\frac{\Delta V}{V} = -\frac{p}{K} \quad \text{и} \quad V_1 = \pi h_1 (r'^2 - r_0^2) \quad (4)$$

где V_1 - объем разрушенной среды до сжатия;

K - коэффициент всестороннего сжатия.

Объединяя (3) и (4) находим:

$$\Delta V_1 = \pi h_1 \frac{p}{K} (r'^2 - r_0^2), \quad (5)$$

При сжатии и разрушении среды внутри эффективной поверхности доступными для продуктов детонации становятся поры и пустоты в мягких породах. Отсюда:

$$\Delta V_2 = \Pi \cdot V_1 = \pi \Pi h_1 (r'^2 - r_0^2), \quad (6)$$

где, Π - пористость мягких пород.

Очевидно, для смещения эффективной поверхности в мягких породах имеем:

$$r - r' = u = u_{\text{yup}} + u_{\text{ol}} = \frac{r'p(1+\nu)}{E} +$$

$$+ r' \bar{u}_{\text{ol}} \Leftrightarrow r = r' \left[1 + \frac{p(1+\nu)}{E} + \bar{u}_{\text{ol}} \right],$$

где, ν и E - соответственно коэффициент Пуассона и модуль упругости породы,

\bar{u}_{ol} - приведенная величина смещения, связанная с сдвижением блоков, уменьшением пористости и закрытием трещин вне эффективной поверхности.

Отсюда:

$$V_3 + \Delta V_4 = \pi h_1 (r^2 - r'^2) = \pi h_1 r'^2 M, \quad (7)$$

где:

$$M = 2 \left(\frac{p(1+\nu)}{E} + \bar{u}_{\text{ol}} \right) + \left[\frac{p(1+\nu)}{E} + \bar{u}_{\text{ol}} \right]^2.$$

Подставляя найденные объемы в (2) и предполагая, что $\Delta V_{\text{me}} = 0$, получим:

$$V = \pi h r_0^2 + \pi h_1 \left[\frac{p}{K} + \Pi \right] (r'^2 - r_0^2) + \pi h_1 r'^2 M =$$

$$= \pi r_0^2 h \left\{ 1 + \frac{h_1}{h} \left[\left(\frac{r'}{r_0} \right)^2 \left(\frac{p}{K} + \Pi + M \right) - \frac{p}{K} - \Pi \right] \right\}. \quad (8)$$

В силу кратковременности процесса, имеет место адиабатическое расширение газа от начального давления p_0 до равновесного значения p . Оценку снижения давления газов в процессе расширения полости проведем на основе кусочно-непрерывной функции (адиабаты Джонса-Миллера) [2]:

$$p(\rho) = \begin{cases} p_0 \left(\frac{\rho}{\rho_0} \right)^{\gamma_1}, & \rho \geq \rho_*, \\ p_0 \left(\frac{\rho_*}{\rho_0} \right)^{\gamma_1} \left(\frac{\rho}{\rho_*} \right)^{\gamma_2}, & \rho \leq \rho_*, \end{cases}, \quad (9)$$

где ρ_* - плотность газа при сопряжении адиабат;
 γ_1 и γ_2 - показатели изэнтропы соответственно до и после сопряжения адиабат.

Зависимость (8) представлена в логарифмическом масштабе на рис. 2. По оси абсцисс вместо плотности отложен объем продуктов детонации ВВ, приведенный к одному метру заряда. Участки адиабаты до точки сопряжения и после нее обозначены соответственно кривыми 1 и 2.

Поскольку для горных пород $p_0 \gg \sigma_{np}$, то в состоянии равновесия имеет место существенное снижение давления (на несколько порядков) и соответственно плотности взрывных газов. Это позволяет использовать второе уравнение из (9), которое может быть преобразовано к виду:

$$p = p_0 \left(\frac{\rho_*}{\rho_0}\right)^{\gamma_1} \left(\frac{\rho}{\rho_*}\right)^{\gamma_2} = p_0 \left(\frac{\rho_*}{\rho_0}\right)^{\gamma_1} \left(\frac{\rho_0 \rho_* \rho}{\rho_* \rho_0 \rho_*}\right)^{\gamma_2} = p_0 \left(\frac{\rho_*}{\rho_0}\right)^{\gamma_1} \left(\frac{\rho_0}{\rho_*}\right)^{\gamma_2} \left(\frac{\rho}{\rho_0}\right)^{\gamma_2} = p_0 \left(\frac{\rho_*}{\rho_0}\right)^{\gamma_1 - \gamma_2} \left(\frac{\rho}{\rho_0}\right)^{\gamma_2}$$

Учитывая, что:

$$\rho_0 = \frac{m}{V} \text{ и } \rho = \frac{m}{V'}$$

где m - масса продуктов детонации, получим:

$$p = p_0 \zeta \left(\frac{V_0}{V'}\right)^{\gamma_2} \quad (10)$$

где ζ - параметр адиабаты.

Функция (9) представлена на рис. 3. В отличие от рис. 2 здесь дана только кривая 2, продолженная до начального объема (пунктирная кривая).

С учетом (8), получим:

$$p = p_0 \zeta \left(\frac{V_0}{V'}\right)^{\gamma_2} = p_0 \zeta \left(\frac{\pi h r_0^2}{\pi r_0^2 h \left[1 + \frac{h_1}{h} \left(\frac{r'}{r_0} \right)^2 \left(\frac{p}{K} + \Pi + M \right) - \frac{p}{K} - \Pi \right]} \right)^{\gamma_2} = p_0 \frac{\zeta}{\left[1 + \frac{h_1}{h} \left(\frac{r'}{r_0} \right)^2 \left(\frac{p}{K} + \Pi + M \right) - \frac{p}{K} - \Pi \right]^{\gamma_2}}$$

или
$$1 + \frac{h_1}{h} \left(\frac{r'}{r_0} \right)^2 \left(\frac{p}{K} + \Pi + M \right) - \frac{p}{K} - \Pi = \left(\frac{\zeta p_0}{p} \right)^{\frac{1}{\gamma_2}} \quad (11)$$

Далее

$$\frac{h_1}{h} \left(\frac{r'}{r_0} \right)^2 \left(\frac{p}{K} + \Pi + M \right) = \left(\frac{\zeta p_0}{p} \right)^{\frac{1}{\gamma_2}} - 1 + \frac{h_1}{h} \left[\frac{p}{K} + \Pi \right]$$

Следовательно:

$$r' = r_0 \sqrt{\frac{\left(\frac{\zeta p_0}{p} \right)^{\frac{1}{\gamma_2}} - 1 + \frac{h_1}{h} \left[\frac{p}{K} + \Pi \right]}{\frac{h_1}{h} \left(\frac{p}{K} + \Pi + M \right)}} \quad (12)$$

$$r = r_0 \sqrt{\frac{\left(\frac{\zeta p_0}{p} \right)^{\frac{1}{\gamma_2}} - 1 + \frac{h_1}{h} \left[\frac{p}{K} + \Pi \right]}{\frac{h_1}{h} \left(\frac{p}{K} + \Pi + M \right)}} \cdot \left[1 + \frac{p(1+\nu)}{E} + \bar{u}_{\text{от}} \right]$$

ln P

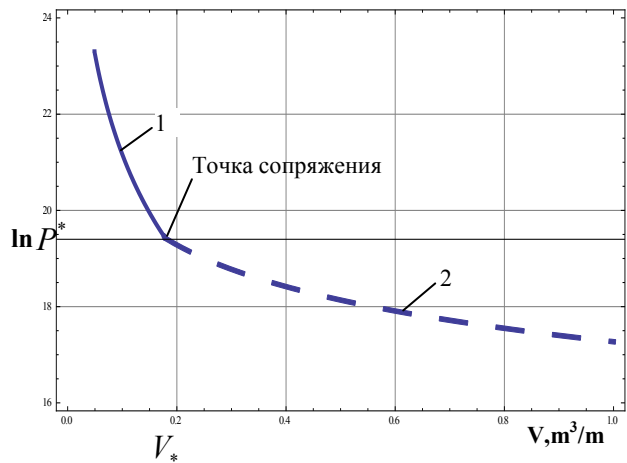


Рис. 2. Двухзвенная адиабата

Условие равновесия при хрупком разрушении для удлиненного заряда имеет вид:

$$p = \sigma_{pac}$$

Тогда

$$\begin{aligned} r' &= r_0 \cdot D, \\ r &= r_0 \cdot D \cdot (1+u) \end{aligned} \quad (13)$$

где:

$$D = \frac{r'}{r_0} = \sqrt{\frac{\left(\frac{\zeta p_0}{\sigma_{pac}} \right)^{\frac{1}{\gamma_2}} - 1 + \frac{h_1}{h} \left[\frac{\sigma_{pac}}{K} + \Pi \right]}{\frac{h_1}{h} \left(\frac{\sigma_{pac}}{K} + \Pi + M \right)}}; \quad u = \frac{\sigma_{pac}(1+\nu)}{E} + \bar{u}_{\text{от}}$$

Показатели адиабаты и данные по их сопряжению получены для основных типов взрывчатых веществ и примерно равны $\gamma_1 = 2,81$, $\gamma_2 = 1,26$ и $\rho_* = 0,2318\rho_0$. Давление p_0 получено, исходя из величины начальной внутренней энергии продуктов взрыва, и составляет $p_0 = 1,06 \cdot 10^{10}$ Па. Тогда параметр адиабаты составит:

$$\zeta = \left(\frac{\rho_*}{\rho_0} \right)^{\gamma_1 - \gamma_2} = 0,2318^{2,81 - 1,26} = 0,1037$$

Характер изменения радиуса регулируемого дробления от величины пористости для вмещающих по-

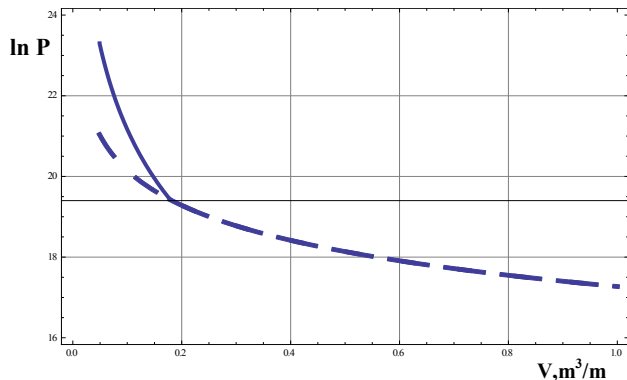


Рис. 3. Расчетная адиабата

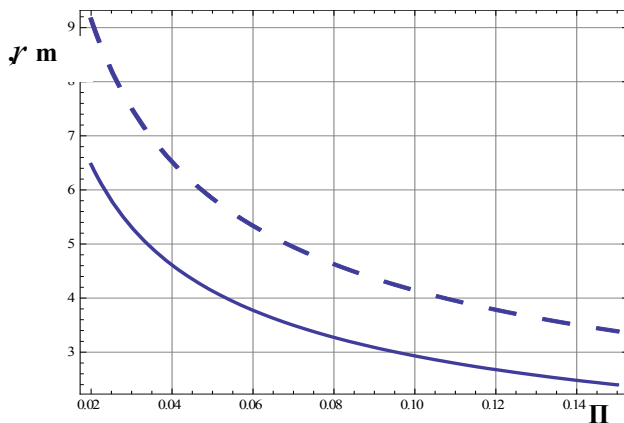


Рис. 4. Зависимость радиуса зоны регулируемого дробления от пористости

род представлены на рисунке 3. Сплошная и пунктирная кривые даны соответственно для относительного размера зоны мягких пород, равного 1 и 0,5, т.е. $\frac{h_1}{h} = 1$ и $\frac{h_1}{h} = 0,5$. Как видно (рис. 4) в отсутствие перетекания газов размеры зоны разрушения в мягких породах существенно меньше.

Полученные результаты позволяют рассчитывать размеры зоны регулируемого дробления во вмещающих (мягких) породах. Для уменьшения размеров этой зоны необходимо предотвращение перетекания

Список литературы:

1. Дугарцыренов А.В. Физическая природа и механизм разрушения горной породы при камуфлетном взрыве. Взрывное дело. Выпуск №106/63. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу при АГН», 2011. – с.112-126.
2. Шер Е.Н., Александрова Н.И. Исследование влияния конструкции скважинного заряда на размер зоны разрушения и время ее развития в горных породах при взрыве // ФТПРПИ. - 2007. - №4. – С. 76 – 85.
3. Дугарцыренов А. В. Механизм разрушения пластичных горных пород при камуфлетном взрыве. Взрывное дело. Выпуск №108/65. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу при АГН», 2012. – с.134-138.
4. Дугарцыренов А.В. Особенности разрушения массивов горных пород при камуфлетном взрыве. Взрывное дело. Выпуск №110/67. – М.: ЗАО «МВК по взрывному делу при АГН», 2013. – с.66-71.
5. Дугарцыренов А.В. О равновесном состоянии упругой среды при камуфлетном взрыве в ней сосредоточенного и удлиненного зарядов // Обзорение прикладной и промышленной математики. - 2005.-Т.14, вып. 1.-С. 106-107.

УДК 622.271:622.277.6(047.31)

© Лобах В.М., Бабаев В.К., Бегматов Ж.Н. 2014 г.

ФИЗИКА РАЗРУШЕНИЯ ПРОДУКТИВНОГО ПЛАСТА УРАНА ВЗРЫВОМ КАМУФЛЕТНОГО СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА

Лобах В.М., начальник ПТТИО Южного рудоуправления НГМК; Бабаев В.К., зам. гл. геолога Южного рудоуправления НГМК; Бегматов Ж.Н., зам. нач. горного отдела по буровзрывным работам Южного рудоуправления НГМК

Maqolada uranning unumdor qatlamining fizikaviy emirilishi keltirilgan bo'lib, u asosan kamufletli skvajinali zaryadlarni portlatish orqali hosil bo'lgan kuchlanish to'lkini va portlatishning gazsimon maxsulotlari ta'siri ostida hosil bo'ladi.

Tayanch iboralar: uranning unumdor qatlami, emirilish fizikasi, kamufletli skvajinali zaryadning portlashi, kuchlanish tulkini, portlashning gazsimon maxsuloti, portlanish bushligi, kinetik energiya.

The physics of fracture of uranium productive formation by the explosion of camouflage blasthole charge, which occurs under the action of stress waves and the gaseous products of the explosion is described in the article.

Key words: uranium productive formation, physics of fracture, explosion of camouflage blasthole charge, stress waves, gaseous products of the explosion, explosion chamber, kinetic energy.

Для определения представления о развитии взрыва камуфлетного скважинного заряда в твердой среде рассмотрим физическую картину взрывного разрушения продуктивного пласта урана, в основу которых

положено экспериментальное подтверждение и ставшая классическая схема, предложенная автором работ [1].

Согласно этой схеме, после практически одновре-

менной детонации сферического заряда взрывчатых веществ (ВВ) в момент, когда детонационная волна доходит до поверхности заряда, соприкасающиеся со стороны, на породу действуют взрывные газы с весьма высоким давлением.

В результате в среде возникает волна сжатия, которая сжимает, раздавливает и переводит в текучее состояние слои пород на контакте продукты взрыва – среда. Материалы здесь будут испытывать состояние всестороннего сжатия. Размеры образовавшейся при этом зоны сжатия всецело зависят от давления, развиваемого в продуктах взрыва в этой зоне, прочностных и упругих свойств окружающей заряд породы, которые подтверждены так же данными в работе [2].

При дальнейшем удалении от центра взрыва интенсивность напряжений, вызванных волной сжатия, снижается, и процесс разрушения носит иной характер. Частицы породы, вовлеченные в движение волной сжатия, продолжают перемещаться вдоль радиусов, исходящих из центра взрыва.

В результате каждый элементарный сферический слой, мысленно выделяемый в среде, растягивается, увеличивая свой радиус, что приводит к появлению системы радиальных трещин, расходящихся во все стороны от заряда. Иначе говоря, нарушение сплошности материала пород в зоне происходит путем образования трещин, направленных по нормалям к поверхности сферы.

Появление радиальных трещин обусловлено наличием тангенциальных растягивающих напряжений, превышающих предел прочности материала горных пород на разрыв. При дальнейшем удалении от центра камуфлетного взрыва деформации, вызванные растягивающими напряжениями, прекращаются, и новые трещины не образуются.

Однако возникшие ранее трещины могут распространяться еще на некоторое расстояние благодаря перераспределению напряжений около их концов, где происходит концентрация растягивающих усилий. Размеры зоны радиальных трещин зависят от трещиноватости массива пород, их физико-механических и горно-технологических свойств, передачи энергии ВВ в волну напряжений и времени их воздействия на среду.

На размеры этих зон существенное влияние оказывают и расширяющиеся газообразные продукты взрыва.

В остальной части среды за пределами отмеченных зон волна сжатия приводит к накоплению некоторого запаса потенциальной энергии упругой деформации, которая реализуется в работу разрушения лишь при наличии свободной поверхности. В этом случае при достижении волной сжатия свободной поверхности частицы приграничного слоя получают возможность расширяться в ее сторону. Такое расширение породы будет передаваться все более удаленным слоям среды.

В результате возникает волна растяжения (или

отражения), распространяющаяся от свободной поверхности вовнутрь массива. Эта волна вызывает растягивающее напряжение в породе, а так как предел прочности горных пород на разрыв в десятки раз ниже предела их прочности на сжатие, то это приводит к интенсивному разрушению среды. Трещины, образовавшиеся под действием волны растяжения, развиваются перпендикулярно направлению ее распространения.

В некоторых случаях наложение прямых и отраженных волн приводит к явлению откола.

Участок породы, ограниченный с одной стороны зоной радиальных трещин, с другой - зоной трещин, идущих от свободной поверхности, разрушается под совокупным действием волновых процессов и газообразных продуктов взрыва [2].

При взрыве в безграничной среде после падения давления ПВ в полости сильно сжатая вокруг нее порода незначительно смещается в сторону центра заряда, возбуждая волну разряжения, в результате чего в среде появляются кольцевые тангенциальные трещины.

Таким образом, основное разрушение продуктивного пласта урана происходит под действием волн напряжений, возбуждаемых в среде взрывом заряда ВВ, и самих газообразных продуктов взрыва. При этом видимый контур массива не изменяет своего начального положения. Далее оставшиеся в полости продукты взрыва доразрушают отбиваемую часть массива и сообщают ей дополнительную кинетическую энергию.

В результате раздробленная масса получает механическое движение и занимает определенное конечное положение в пространстве.

В сильно уплотняемых вмещающих породах роль волновых процессов в разрушении сводится к минимуму, и разрушение осуществляется за счет сообщения среде кинетической энергии газообразных продуктов взрыва ВВ.

Список литературы:

1. Покровский Г.И., Федоров И.С. Действие удара взрыва в деформируемых средах. М., 1957. 276 с.
2. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. Алматы: Баспагер, 1998. 210 с.

ПРОЧНОСТНАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ПРОДУКТИВНОГО ПЛАСТА УРАНА В УСЛОВИЯХ ВЗРЫВНОГО НАГРУЖЕНИЯ

Петросов Ю.Э., доц. кафедры «Горное дело» ТашГТУ канд. техн. наук; Хайитов У.У. нач. горного отдела Южного рудоуправления НГМК; Норов Ж.А., инженер ПТТИО НГМК

Uran qatlamining mustaxkamligi uning siqilish hususiyati va qatlam ezilishining siquvchi kuchga mustahkamligiga bog'liklik konuniyatlarini tadqiqodlar natijalarida o'rganilgan.

Tayanch iboralar: mustaxkamlik hususiyati, uranning unumdorlik qatlami, siqilish hususiyati, qatlam ezilishining siquvchi kuchga mustahkamligi, detonatsiya maxsulotlari, ilmiy-amaliyot masalasi, portlatish yuklamasi.

Researches have shown that the strength characteristics of uranium productive formation depends on the compressibility and formation crushing strength.

Key words: strength characteristics, uranium productive formation, compressibility, formation crushing strength, the products of detonation, applied research task, explosive loading.

Для решения научно-практических задач о прочностной характеристике продуктивного пласта урана в условиях всестороннего взрывного нагружения, по аналогии с работами [1, 2] будем считать, что расширение полости прекратится при наличии большого внутреннего трения в раздробленной среде тогда, когда статически напряженное состояние, обусловленное прочностью среды, будет в состоянии удерживать давление продуктов детонации.

Чтобы вычислить величину максимального давления в полости в безграничной среде, которую способны удержать силы, обусловленные прочностью среды, положим, что взрыв в каждом элементарном слое по высоте заряда произошел мгновенно. Рассмотрим сечение заряда, находящееся на достаточном расстоянии от его концов. Среду в направлении радиуса слоя будем считать бесконечно протяженной. Решение, полученное при этих допущениях, будет соответствовать взрыву достаточно длинного цилиндрического

заряда в неограниченной среде.

Следуя [2], разрушение продуктивного пласта урана представим происходящим при постепенном нарастании давления внутри полости от бесконечности к оси заряда рис. 1. При малых давлениях в полости скальный массив можно рассматривать как упругую среду. В этом случае с повышением давления на границе полости будут расти растягивающие тангенциальные и сжимающие радиальные напряжения.

При достижении тангенциальными напряжениями некоторого предельного значения s_p на границе полости появятся трещины, направленные по радиусу. Протяженность каждой отдельной трещины предполагается значительно меньше радиуса зоны трещинообразования. Это необходимое условие сохранения симметрии зоны разрушения и того, что граница зоны определяется значением тангенциального напряжения, равным пределу прочности породы на растяжение.

При дальнейшем повышении давления в полости, образуемые радиальными трещинами конические куски породы, начнут раздавливаться. С ростом давления зона раздавливания будет расширяться. Причем в конце зоны раздавливания радиальные напряжения достигнут некоторой предельной величины $s_{сж}$, соответствующей значению напряжения на раздавливание при одноосном сжатии. Внутри этой зоны материал довольно сильно переизмельчен и по своей структуре приближается к зернистой среде типа песок с плотной упаковкой частиц.

Исходя из описанной схемы разрушения, уравнение равновесия, выраженное через смещение $u = u(r)$, для упругой области в случае осевой симметрии напишется в виде:

$$\frac{d^2 u}{dr^2} + \frac{1}{r} \frac{du}{dr} - \frac{u}{r^2} = 0, \quad (1)$$

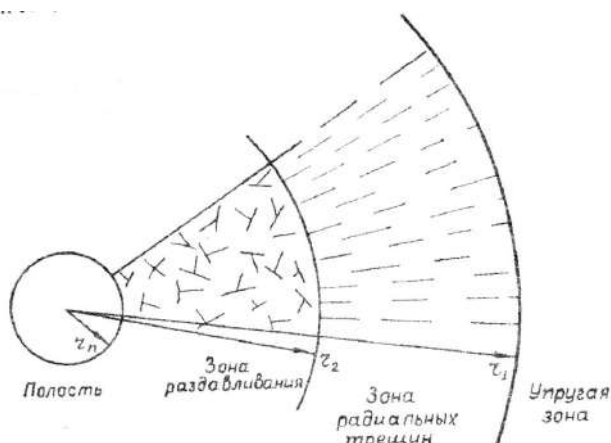


Рис. 1. Зоны разрушения в безграничной среде по В.Н. Родионову

где r - текущий радиус.

Это обыкновенное линейное уравнение второго порядка, общий интеграл которого выражается как:

$$u = Ar + A/r, \quad (2)$$

где A и B - постоянные интегрирования, определяемые из граничных условий.

Уравнение (2) рассматривается совместно со следующими двумя условиями: условием об ограниченности смещения на бесконечности и условием того, что на внешней границе зоны радиальных трещин тангенциальное напряжение принимает предельное значение s_p :

$$u = 0 \text{ при } r = \infty, s_q = s_p \text{ при } r = r_1 \quad (3)$$

где s_q - тангенциальное напряжение;

r_1 - радиус зоны радиальных трещин.

Из первого условия следует, что $A=0$. Тогда,

$$\sigma_r = -\frac{EB}{1+\nu r^2}, \quad \sigma_\theta = -\frac{EB}{1+\nu r^2} \quad (4)$$

здесь s_r - радиальное напряжение;

E - модуль упругости;

ν - коэффициент Пуассона.

Используя второе граничное условие, находим B .

Таким образом, в упругой области для напряжений и перемещения имеем:

$$\sigma_r = -\sigma_p \left(\frac{r_1}{r}\right)^2, \quad \sigma_\theta = -\sigma_p \left(\frac{r_1}{r}\right)^2, \quad u = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1 \frac{r_1}{r} \quad (5)$$

Смещение границы упругой зоны при $r = r_1$:

$$u_1 = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1 \quad (6)$$

Оно определяет расстояние, на которое сместилась граница за счет деформирования упругой зоны.

В зоне радиальных трещин $s_q=0$

С учетом этого уравнение равновесия в рассматриваемой зоне:

$$\sigma_r + r \frac{d\sigma_r}{dr} = 0 \quad (7)$$

Решением уравнения (7) является:

$$s_r = k = \text{const.} \quad (8)$$

Граничное условие для внутренней границы этой зоны:

$$s_r = -s_{сж} \text{ при } r = r_2 \quad (9)$$

где r_2 - радиус зоны раздавливания.

В силу зависимости (9) распределение напряжений в этой зоне подчиняется закономерности:

$$s_r = -s_{сж} (r_2/r). \quad (10)$$

Для установления связи между r_1 и r_2 рассмотрим систему:

$$\sigma_r = \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{du}{dr} + \nu \frac{u}{r} \right), \quad (11)$$

$$\sigma_\theta = \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{u}{r} + \nu \frac{du}{dr} \right)$$

Так как в этой области $s_q=0$, то:

$$\sigma_r = -\frac{E u}{\nu r} \quad (12)$$

Используя свойство неразрывности границы между упругой зоной и зоной радиальных трещин, т. е. условие непрерывности смещения, и подставляя (6) в выражение (12), получаем:

$$\sigma_r = -\frac{E u_1}{\nu r_1} = -\frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p \quad (13)$$

На основании (9), (10) с учетом (13) имеем:

$$\sigma_{сж} r_2 = \frac{1+\nu}{\nu} \sigma_p r_1 \quad (14)$$

Радиальное напряжение в рассматриваемой зоне связано с деформацией законом Гука $s_r = E e_r$ [3]. Тогда распределение деформации имеет вид:

$$e_r = \frac{\sigma_{сж}}{E} \cdot \frac{r_2}{r} \quad (15)$$

Перемещение u_2 внутренней границы радиальных трещин под действием напряжения $s_r = -s_{сж}$ определяется выражением:

$$u_2 = u_1 + \int_{r_1}^{r_2} e_r dr = \frac{1+\nu}{E} \sigma_p r_1 + \frac{1}{E} \sigma_{сж} r_2 \ln \frac{r_1}{r_2} \quad (16)$$

С учетом зависимости (14)

$$u_2 = \frac{\sigma_{сж} r_2}{E} \left(\nu + \ln \frac{\nu}{1+\nu} \frac{\sigma_{сж}}{\sigma_p} \right) \quad (17)$$

Так как для типичных горных пород $\ln \frac{\sigma_{сж}}{1+\nu \sigma_3} \approx 1$, окончательно имеем:

$$u_2 = \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} r_2 \quad (18)$$

В зоне раздавливания с определенной степенью точности может быть использовано условие [4]:

$$s_r - 2s_q = 0 \quad (19)$$

Пользуясь уравнением равновесия в форме:

$$\frac{d\sigma_r}{dr} + \frac{1}{r} (\sigma_r - \sigma_\theta) = 0 \quad (20)$$

с учетом того, что радиальное напряжение на внешней границе рассматриваемой зоны ($r = r_2$) известно, получим:

$$s_r = -s_{сж} - (r_2/r)^{1/2} \quad (21)$$

При этом давление P на стенке цилиндрической полости составит

$$P = s_{сж} - (r_2/r_1)^{1/2} \quad (22)$$

Применив закон неразрывности, который справедлив в зоне раздавливания, определим соотношение r_2/r_1 .

Объемная деформация, как известно, равна:

$$\Delta = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta + \sigma_z}{3K} = -\frac{3}{4} \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r}\right)^{1/2}, \quad (23)$$

где K - модуль объемного сжатия, $K = \frac{E}{3(1-2\nu)}$.

При выводе зависимости (23) использованы известные положения из теории упругости и пластич-

ности о том, что при цилиндрической симметрии [2]

$$\sigma_z = \frac{\sigma_r + \sigma_\theta}{2}, \quad \text{в случае среды типа песок } s_r = 2s_q.$$

Поскольку $D = 1 - r_1/r_0$, то из закона объемного деформирования получим:

$$\rho_1 = \rho_0 + \frac{3}{4} \rho_0 \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r}\right)^{1/2}. \quad (24)$$

Здесь ρ_0, ρ_1 - плотность до и после деформации.

Уравнение неразрывности или баланса массы имеет вид:

$$\rho_0 (r_2^2 - r_0^2) = 2 \int_{r_0}^{r_2} \rho_1 r dr. \quad (25)$$

Интегрирование выражения (3.25) в указанных пределах дает:

$$\frac{r_2}{r_{II}} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r}\right)^{1/2} - \left(\frac{r_0}{r_{II}}\right)^2}{\left(1 + \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж}\right)^2 - 1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(1 + \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж}\right)^{3/2}}}. \quad (26)$$

Разложив слагаемые в знаменателе в ряд, и ограничившись членами первого порядка малости, получим:

$$\frac{r_2}{r_{II}} = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r}\right)^{1/2} - \left(\frac{r_0}{r_{II}}\right)^2}{2 \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} + \frac{\sigma_{сж}}{K}}}. \quad (27)$$

Максимальное значение давления, удерживаемого средой, достигается при $r_0/r_{II} \rightarrow 0$.

Следовательно:

$$\left(\frac{r_2}{r_{II}}\right)_m = \sqrt{\frac{1 + \frac{\sigma_{сж}}{K} \left(\frac{r_2}{r}\right)_m^{1/2}}{2 \frac{1+\nu}{E} \sigma_{сж} + \frac{\sigma_{сж}}{K}}}. \quad (28)$$

Учитывая, что $K = \frac{5}{6} E$, а $E = \frac{3}{4} \rho_0 c^2$ при $\nu = 0,3$ и $r_0 c^2$ для горных пород на два-три порядка больше $s_{сж}$, можно пренебречь вторым слагаемым в числителе подкоренного выражения.

Тогда из уравнения (28) имеем:

$$\left(\frac{r_2}{r_{II}}\right)_m = \sqrt{\frac{3}{4} \frac{\rho_0 c^2}{(3,2 + 2\nu) \sigma_{сж}}}. \quad (29)$$

В соответствии с этим максимальное давление в цилиндрической полости в однородном скальном массиве при $\nu = 0,3$ равняется:

$$P_c = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{5 \sigma_{сж}}\right)^{1/4}. \quad (30)$$

Выражение (30) получено из рассмотрения квазистатического расширения полости, которое имеет место на заключительной стадии взрыва [2].

В работе [5] обосновано, что напряжения, возникающие при динамическом (ударном) давлении на упругое тело, могут быть определены по формуле:

$$\sigma_d = \sigma_{cm} \left[1 + \sqrt{1 + \frac{T_0}{U_c(1+\beta)}}\right] = k_d \sigma_{cm}, \quad (31)$$

где $s_{ст}$ - напряжение в упругом теле при статическом приложении нагрузки;

T_0 - кинетическая энергия ударяющего тела (в нашем случае ПД) к моменту начала удара;

U_c - потенциальная энергия деформации породы;
 b - отношение массы ударяемого тела (окружающей полости породы) к массе ударяющего тела (заряда ВВ);

k_d - коэффициент динамичности.

Эта формула при решении задач взрыва была впервые применена автором работы [5]. Так как отношение массы отбиваемой части массива к массе заряда в обычных условиях взрывания составляет не менее $3 \cdot 10^3$, а отношение T_0/U_c не превышает одного порядка, то величина $T_0/U_c(1+b)$ будет весьма малой. В результате коэффициент динамичности в начале действия взрывной нагрузки по формуле (31) будет равен 2.

С учетом того, что к моменту достижения полостью предельного положения расширение носит статический характер, средний коэффициент динамичности на протяжении всего этого процесса можно принять равным $(2+1):2=1,5$.

Обоснованность приведенного значения коэффициента подтверждается экспериментами. Так, разрушающее напряжение при взрывном нагружении для стекла увеличивается на 50%, полиметилметакрилата - на 65%.

Согласно данным [3], динамический предел прочности для чугуна составляет 1,5, меди - 1,35 и магниевых сплавов - 1,25 его статического значения. В соответствии с изложенным, максимальное давление в полости, образованной при взрыве цилиндрического заряда:

$$P_c = \sigma_{сж} \left(\frac{\rho_0 c^2}{\sigma_{сж}}\right)^{1/4}. \quad (32)$$

Таким образом, установлено, что прочностная характеристика продуктивного пласта урана зависит от сжимаемости и предела прочности пласта на раздавливание, а выражение в скобках представляет собой безразмерную величину, учитывающую условие всестороннего динамического нагружения продуктивного пласта урана действием взрыва ВВ, которое показывает, во сколько раз увеличивается сопротивляемость пород разрушению в ближней зоне взрыва при всесторонней динамической нагрузке.

Исследованиями также установлено, что эта характеристика различна для разных видов пород и определяется их механическими и упругими свойствами.

Список литературы:

1. Ракишев Б.Р. Энергоемкость механического разрушения горных пород. Алматы: Баспагер, 1998. 210 с.
2. Родионов В.Н., Адушкин В.В. и др. Механический эффект подземного взрыва. М., 1971. 200с.
3. Ракишев Б.Р. Прогнозирование технологических параметров взорванных пород на карьерах. Алма-Ата: Наука, 1983. 240 с.
4. Кутузов Б.Н., Рубцов В.К. Физика взрывного разрушения горных пород применительно к взрывным работам // Взрывное дело. М., 1963. №53/10. С.31-36
5. Беленко Ф.А. Исследование полей напряжения и процесса образования трещин при взрыве колонковых зарядов в скальных породах // Вопросы теории разрушения горных пород под воздействием взрыва. М., 1958. С. 126-139.

УДК 622.271:622.277.6(047.31)

© Бердикулов Л.Т., Лобх В.М., Бегматов Ж.Н., Бабаев В.К., Норов А.Ю. 2014 г.

МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ ЗОН ТРЕЩИНООБРАЗОВАНИЯ ПРОДУКТИВНОГО ПЛАСТА УРАНА ВЗРЫВАМИ ТОРПЕДНЫХ ЗАРЯДОВ

Бердикулов Л.Т., зам. гл. инж. по геотехнологии Южного рудоуправления НГМК; **Лобх В.М.**, начальник ПТИО Южного рудоуправления НГМК; **Бегматов Ж.Н.**, зам. нач. горного отдела по буровзрывным работам Южного рудоуправления НГМК; **Бабаев В.К.**, зам. гл. геолога Южного рудоуправления НГМК; **Норов А.Ю.** инженер «Кончитехпроект», магистр технических наук

Sanoat sharoyitida torpedali zaryadni portlatish orqali uranning unumdor qatlamida hosilbuladigan yoriklar maydonini aniqlash bo'yicha kompleks metodika ishlabchiqilgan.

Tayanch iboralar: kompleks metodikasi, yoriklar maydoni, uranning unumdor qatlami, torpedali zaryad, texnologik skvajina, tog jinsi zichligi, tuproq, suvlilik.

The complex exploration technology of fracture zones of uranium productive formation by torpedo charges explosions under the industrial conditions has been developed.

Key words: complex technology, fracture zone, uranium productive formation, torpedo charge, production well, rock density, soil, watering.

Промышленные исследования по определению зон трещинообразования продуктивного пласта урана взрывом торпедных скважинных зарядов взрывчатых веществ (ВВ) проводились на залежи 3-1-С1, сложенной песчаниками на глинистом и карбонатно-глинистом цементе, план расположения технологических скважин шахтного поля № 1 (блок № 102) нижней залежи рис. 1.

Коэффициент крепости массива горных пород слагающих рудную зону по шкале проф. М.М. Прото-дьяконова составляет $f=4$, природную зону $f=1,5$, средняя плотность горных пород равен 2200 kg/m^3 . Пористость грунтов изменяется от 13,8 до 41%, коэффициент пористости - от 0,154 до 0,696, т.е. грунт является уплотненным.

Удельный вес породы варьируется в пределах 2,56 -2,80, объемный вес при естественной влажности изменяется от 1,80 до 2,36, в сухом состоянии грунтов – от 1,58 до 2,40, что находится в соответствии со значениями их пористости. Породы месторождения обводнены.

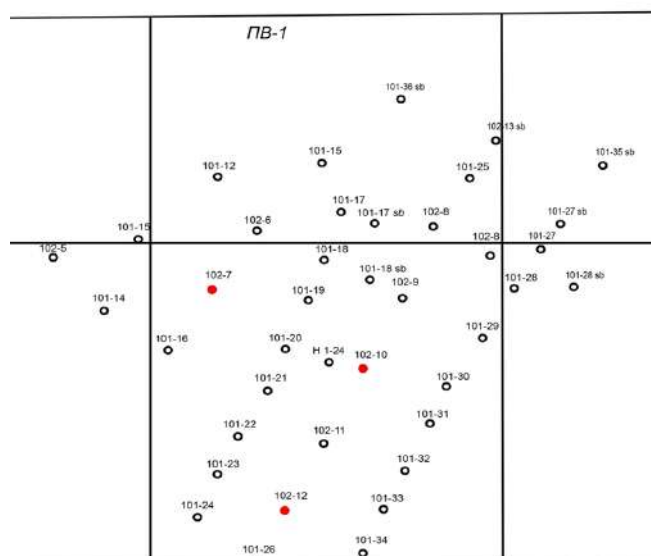


Рис 1. Схема расположения технологических скважин шахтного поля № 1 (блок № 102) нижней залежи

В разрезе выделены неоген-четвертичный безнапорный водоносный горизонт; кампанский, сабырсайский, кендыктюбинский напорные водоносные горизонты. Статический уровень кендыктюбинского горизонта устанавливается в 9-15 м от поверхности, напор на кровлю рудного пласта составляет 125-150 м. Коэффициент фильтрации составляет не более 1 м/д. Откачные и закачные скважины пробурены на всю глубину долотами соответственно диаметром 349 мм и 190 мм по методике [1].

Далее, скважины обсажены поливинилхлоридными (ПВХ) трубами диаметром 90 мм и 195 мм. Во всех скважинах рудный интервал обсажен фильтрами КДФ-118/90, ниже фильтров имеется отстойник длиной 8 м обсаженный трубами ПВХ диаметром 90 мм. Фильтр обсыпан гравием, выше которого сооружен цементный мост длиной 10-20 м. Устья скважины зацементировано. Для повышения фильтрационных свойств рудного пласта была использована энергия взрыва камуфлетного скважинного заряда ВВ на интервале продуктивного пласта по трем технологическим скважинам № 102-10, № 102-12 и 102-7.

Оценка гидродинамического эффекта взрыва камуфлетного скважинного заряда при опробовании технологических скважин дается по результатам прокачек, проведенных до взрыва и после него, при одном и том же понижении и способе измерения расхода воды по методике, разработанной авторами работ [2]. Проводя откачку при одном и том же понижении уровня воды в скважине, коэффициент изменения дебита определяют по формулам:

$$n = Q_2/Q_1, \quad (1)$$

$$n = q_2/q_1, \quad (2)$$

где Q_1 и Q_2 — дебит скважины до взрыва и после него, m^3/d ;

q_1 и q_2 - удельный дебит скважины до взрыва и

после него, $m^3/d \cdot m$. Заряд промышленных ВВ опущен в скважину в оболочке из торпеды, разработанной авторами данной статьи с привлечением конструкторов ЮРУ и изготовленной из трубы ПВХ закрытой с одной стороны и имеющей прочное крепление с другой, схема которой приведена на рис 2.

Внутри торпеды укладывались промышленное ВВ, типа Nobelit-216Z, массой равной 11,5 кг. Величина заряда торпеды определяется в зависимости от ее внутреннего диаметра, длины, участка скважины подлежащего торпедированию и определяется по формуле, приведенной в работе [3]:

$$Q = \pi d^2/4 \times \Delta \times L = 3.14 \times 0.9^2/4 \times 0.9 \times 20 = 11.5 \text{ kg}$$

где d - внутренний диаметр торпеды, dm;

Δ - плотность заряжания, kg/dm^3 ;

L - длина заряда в торпед, dm.

Наружный диаметр оболочки торпеды определяется с учетом ее свободного прохождения и должен быть на 25 мм меньше диаметра скважины, принимаем 170 мм.

Выбор материала для изготовления оболочки торпеды и расчет толщины ее стенок производится с учетом возможного давления столба воды в скважине, который определяется по формуле, приведенной в работе [3]:

$$P = \frac{H}{10} = \frac{145}{10} = 14.5 \text{ atm.}$$

где P - давление столба воды в скважине, atm;

H - максимальная высота воды над торпедой, м.

Необходимую толщину стальной цилиндрической оболочки торпеды определяют по формуле, приведенной в работе [3].

$$\delta = \frac{pd}{2[\sigma]} = \frac{14.5 \cdot 15.4}{2 \cdot 1000} = 0.11 \text{ cm}$$

где p - давление столба воды в скважине, kg/cm^2 ;

d - внутренний диаметр торпеды, см;

$[\sigma]$ - допускаемое напряжение на сжатие материала цилиндрической оболочки торпеды, принимаемое для стали 1000 kgs/cm^2 .

При изготовлении торпеды с плоским основанием толщину основания определяют по формуле, приведенной в работе [3]:

$$\delta = \frac{d}{4} \sqrt{\frac{3p}{[\sigma]}} = \frac{15.4}{4} \sqrt{\frac{3 \cdot 14.5}{1000}} = 0.8 \text{ cm}$$

Для проверки герметичности торпеды, ее заполняем сухим песком и опускаем в то место скважины, где намечается взрыв. В таком состоянии торпеда должна находиться в скважине не менее 1 часа, которая позволит определить герметичность оболочки и проходимость ее по скважине. Патрон боевик в торпеду располагаем в верхней части заряда и вводим в торпеду с особой осторожностью, без сильного давления, нажима и толчков. В удлиненных торпедах, у которых длина превышает десять диаметров, допускается установка второго боевика в средней части.

Провода, выводимые из торпеды, должны быть без сростков, многожильные, медные, сечением не менее $0,75 \text{ mm}^2$, с резиновой или полихлорвиниловой

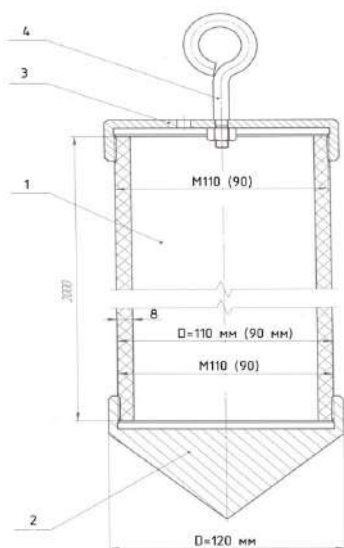


Рис. 2. Конструкция торпеды: 1 – корпус; 2 – наконечник; 3 – крышка; 4 – петля и гайка

оболочкой.

Полный вес торпеды должен быть не менее чем в 1,5 раза превышать вес вытесненной ею жидкости. При меньшем весе в нижнюю часть торпеды для ее утяжеления вводится дополнительный груз.

Скважина к моменту опускания снаряженной торпеды должна быть соответствующим образом подготовлена, для чего необходимо:

- удалить из нее фильтр, если он в ней был установлен, эрлифтные трубы;

- убедиться в отсутствии обвалов в скважине путем каротажных работ;

- прочистить и промыть скважину;

- освободить обсадные трубы и поднять их на высоту, гарантирующую сохранность от возможного повреждения при взрыве. Если последнее невозможно, то для защиты обсадных труб ограничивают вес ВВ в взрываемых торпедах, устраивают воздушные завесы, предохранительные пробки из твердых насыпных материалов или цемента. Снаряженная торпеда опускается в скважину с помощью лебедки от каротажной станции, установленного в кузове каротажной станции, равномерно без толчков, со скоростью опускания 3600 м/ч. Выбор лебедки для установки торпед производят в зависимости от глубины взрывной скважины. Лебедка каротажная предназначена для спуска (подъема) скважинных приборов на глубину до 3000 м. Лебедка с кабелеукладчиком смонтирована на одной раме. Кабельный барабан выполнен из алюминиевого литья и установлен в опорах со сферическими подшипниками.

Вращение кабельного барабана осуществляется от коробки отбора мощности автомобиля через кардан-

ную передачу, двухскоростной редуктор и цепную передачу на барабан. Рычаг переключения передач двухскоростного редуктора расположен в аппаратурном отсеке станции. Кабелеукладчик включает в себя дифференциальный редуктор, карданный угловой редуктор, ходовой винт и каретку с вертикально установленными роликами. Корректировка укладки кабеля - ручная. Она производится корректором, связанным с дифференциальным редуктором через карданную передачу. Рукоятка корректора вынесена в аппаратурный отсек станции. Для торможения барабана предусмотрен ленточный тормоз. Рукоятка тормоза вынесена в аппаратурный отсек станции. Тормозная система лебедки должна обеспечивать полное затормаживание барабана лебедки при нагрузке на кабеле 1600 Н с усилием на рычаге тормоза лебедки не более 200 Н.

Лебедка снабжена трех проводным коллектором КМ-2, установленным снаружи кабельного барабана и предназначенным для передачи электрических сигналов от скважинного прибора к наземной аппаратуре. Для управления включением/выключением передач двухскоростного редуктора лебедки в аппаратурном отсеке станции смонтирован дублирующий электропневматический механизм привода выключения сцепления автомобиля. Для регулировки скорости подъема/спуска скважинного прибора в аппаратурном отсеке станции смонтирован дублирующий механизм регулировки оборотов двигателя автомобиля.

Таким образом, разработана комплексная методика исследования зон трещинообразования продуктивного пласта урана взрывами торпедных зарядов в промышленных условиях.

Список литературы:

1. Строительство и эксплуатация рудников подземного выщелачивания / В.Н. Мосинец, М.Н. Тедеев, Д.П. Лобанов и др. М.: Недра, 1987.
2. Токмаков В.И. Исследование влияния взрыва на прочностные свойства железистых кварцитов с целью повышения эффективности процессов рудоподготовки: дис. ...канд.техн.наук. -М.:МГИ, 1982.
3. Волов Г.А., Утешев В.А., Чепур В.А., Мурзак А.Д. Влияние взрывных нагрузок на качество готового продукта. // Строительные материалы. 1971. - №5. -С. 24-25.

УДК 528.912:553.411; 622.342

© Лей С.В., Лузановский А.Г., Лунин С.В. 2014 г.

ПОЛУВЕКОВАЯ ГОРНО-КАРТОГРАФИЧЕСКАЯ ИСТОРИЯ РАЗВИТИЯ МЕСТОРОЖДЕНИЯ МУРУНТАУ

Лей С.В., главный инженер Центрального рудоуправления ГП НГМК, Лузановский А.Г., ведущий инженер геолог, Центрального рудоуправления ГП НГМК, канд. геолог.-мин.наук; Лунин С.В., начальник рудника Мурунтау Центрального рудоуправления ГП НГМК

Maqolada NKMK DK va Markaziy kon boshqarmasi yubileyiga bag'ishlangan Qizilqum sahrosini o'zlashtirish yo'lidagi Turkiston va Buxora (1912 y.) birinchi foydali qazilmali yerlar xaritasidan Muruntog' ma'danli yerlarining birinsni geologik xaritasigachava Muruntog' qazilma yerlarining ochilish vaqtlari (1957-1958y.) aks ettirilgan.

Geologik xarita mualliflari O'zbekiston oltini metallologiyasi maktabi davomchilari O'zbekiston Mustaqilligining istiqbolli yo'nalishida Muruntog' va Metenbay kar'erlarining zamonaviy holatlarini aks ettirishgan.

Tayanch iboralar: Turkiston kon maydonlari, foydali qazilmalar konlari xaritasi, Muruntau ruda xududi, radioaktiv, siyrakmetalli va noyobmetalli ko'rinishlar, Kizilkum oltinrudali provinsiya, ilmiy ishlab chiqarish moddiy bazasi.

In the article devoted to the anniversaries of Navoi mining and metallurgical combinat and Central mining administration, the history of the Kyzylkum desert lands development from the first mineral maps of Turkestan and Bukhara (1912) to the first geological maps of Muruntau ore field and Muruntau deposit since opening (1957-1958) is reflected.

The authors of the geological maps, the continuators of the gold metallogeny school of Uzbekistan reflected the current state of Muruntau and Metenbay open cuts with the prospects of development of Uzbekistan's independence.

Key words: mountain regions of Turkestan, mineral geological map, Muruntau ore field, radioactive, rare metal and precious metal shows, Kyzylkum gold province, scientific and production raw materials resources base.

Еще в первые годы XX века в Узбекистане, самой «пустынной» была Бухарская область, а в горных районах Туркестана обнажались на дневной поверхности многочисленные мелкие рудные проявления цветных и редких металлов. Первая карта полезных ископаемых Туркестана и Бухары была составлена геологом В.Н. Вебером в 1912 г., в масштабе 1:1.680 000 верст, то есть 1 верста включала 1067 м (рис. 1). Песчаниковая поверхность пустыни, содержащая проявления окисленного железа, имеет красноватый оттенок и получила в народе название «красных песков» - то есть Кызылкумов. Исследователи недр пустыни установили в первые десятилетия XX века в горных возвышенностях Букантау, Тамдытау, Сангрунтау, Кульджуктау и других отрогах Нуратинских хребтов рудные минералы: радиоактивных, редкометалльных и благороднометалльных проявлений. В Узбекистане возникла своя школа рудной минералогии и геохимии. В числе ее лидеров еще в 50-е гг. стано-

вились рудознатцы золота России и Узбекистана. Лидерами металлогенической школы стали ее основатели Юрий Александрович Билибини Хабиб Мухамедович Абдуллаев (рис. 2).

Х.М. Абдуллаев опубликовал более 130 научных работ, в том числе 7 крупных монографий: «Геология шелитоносных скарнов Средней Азии» (1947 г.), «Очерки по металлогении Средней Азии» (1949 г.), «Генетическая связь оруденения с интрузиями» (1950-1954 гг.), «Дайки и оруденение» (1957 г.), «Магнетизм и металлогения Средней Азии» (1960 г.) и др., был участником региональных советов, международных конгрессов по геологии, возглавлял в Узбекистане многие научные и научно-технические общества. Его труды, посвященные проблемам развития науки, техники, экономики и культуры публиковались на узбекском и русском языках. Теоретические труды его помогли выделить Центральную Азию как особенную зону образования металлов. Он стал выдающимся теоретиком - геолога мирового масштаба! Под его руководством сложилась талантливая школа узбекских геологов, трудами которых Узбекистан превратился в крупную мировую державу по производству золота, серебра, вольфрама, урана, цветных металлов и др. Эти научные исследования публиковались во всем мире разных языках.

Хабиб Абдуллаев уделял очень большое внимание развитию научного потенциала республики, молодым ученым. Под его руководством 7 человек защитили докторскую и 28 кандидатскую диссертации. Он первым организовал и возглавил кафедру Петрологии и металлогении в ТашПИ.

Имя Х. М. Абдуллаева присвоено Институту геологии и



Рис. 1. Первая карта полезных ископаемых Туркестана и Бухары, составленная в 1912 г.

геофизики АН УзССР, геологическому факультету ТашПИ, станции метро, школе № 193, улицам в поселке Улугбек Кибрайского района Ташкентской области и Ташкенте, в селе Араван Ошской области, в Оше. В память о нем установлены мемориальные доски на здании Ташкентского политехнического института и Института геологии и геофизики АН УзССР. Издано собрание сочинений.

Ю.А. Билибин (1901-1952 гг., русский, беспартийный) – горный инженер-геолог, член-корреспондент Академии наук СССР (1946), петрограф, основатель российской школы металлогении и научной дисциплины «Основы геологии россыпей», лауреат Государственной (Сталинской) премии I степени за открытие новых золотоносных регионов. В последние годы жизни зав. кафедры и профессор Ленинградского университета. В 1928-34 гг. - сотрудник Геолкома, а затем государственного треста Дальстрой, руководитель и участник становления золотодобывающей промышленности на севере Дальнего Востока СССР, осуществлявшегося по им же, сделанному прогнозу.

За 7 лет с момента серьезного поворота в разведке и эксплуатации россыпей (1934-1940 гг.) добыча золота в регионе была поднята до 80-90 т в год; суммарная добыча металла за этот период составила 347.5 т и приблизилась к - 357 т, определенной для начального этапа прогрессивного роста, по прогнозу Ю.А. Билибина.

Посещение Ю.А. Билибина (совместно с М. Крейтером) в начале 40-х гг. прошлого века золоторудных месторождений и россыпей в горах Северного Нуратау (отрогах Туркестанского хребта Западного Тянь-Шаня), оставили исторический след в его высказывании о том, что в Нуратинском хребте, на некоторых площадках золотоносность как будто связана с гранитными толщами, но в наиболее бога том участке Катта-Ич отчетливо связана со штоком диорит. Это ставит под сомнение связь золота с гранитами в других участках, где с золотом связано шеелитовое оруденение (Билибин, 1948, 1950). Спустя десятилетия, при открытии золоторудного Мурунтау, в котором на определенных горизонтах был установлен вольфрам (в пределах шеелит-золото-полевошпат-кварцевой ассоциации) в трудах как Ю.А. Билибина, так и Х.М. Абдуллаева это находило металлогеническое подтверждение золото-редкометальной провинции.

Знаменательно, что в памяти потомков и последовате-



Рис. 2. Ю.А. Билибин и Х.М. Абдуллаев – основатели металлогении золота России и Узбекистана

лей школы металлогении золота, в 2011 г. в Магадане проходил II-й Международный горно-геологический форум, посвященный 110-летию со дня рождения Ю.А. Билибина, на который генеральный директор ГП НГМК К.С. Санакулов направил сотрудника ЦРУ Лузановского А.Г. – соавтора первой геологической карты Мурунтауского рудного поля масштаба 1:10 000, изданной с соавторами (А.Т. Бендик и др. еще в 1963 г. рис. 3).

А годом спустя 10.09.2012 г. Республиканский организационный комитет по проведению юбилея Х.М. Абдуллаева провел конференцию «Современные проблемы геологии», посвященную 100-летию видного ученого, нашего академика, законченную церемонией возложения венков к памятнику Х.М. Абдуллаева на кладбище в Чагатае.

Вот так в Узбекистане и в России отмечались торжества родоначальников металлогенической школы золота. А в Санкт-Петербурге, во ВСЕГЕИ, где трудился Ю.А. Билибин, была создана программа «Атласа карт», в которую вошла наша карта листа «Средняя Азия», составленная в Ташкентском инсти-

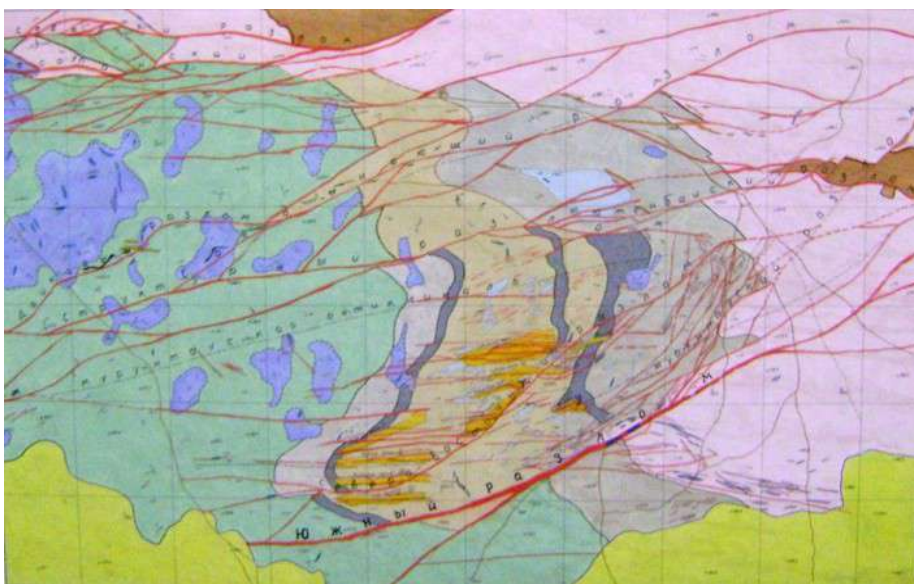


Рис. 3. Первая геологическая карта Мурунтауского рудного поля, составленная в 1963 г.

туте с САИГИМС (бывший научный центр металлогенических идей Узбекистана, Кыргызстана, Таджикистана, Туркменистана и Южного Казахстана (авторы листа карты: И.М. Голованов, Л.П. Игнатьева, А.Г. Лузановский, А.Д. Шмулевич), в котором нашли отражение объекты золоторудных, редкометальных и других рудных формаций, сопоставимых на Колыме с Омчакским золоторудным гигантом, с месторождениями «Наталка» и «Павлик», открытыми (кстати, с родственником А.Г. Лузановского) Дмитрием Павловичем Асеевыми и одобренного в 2010 г. Советом директоров ОАО «ПолусЗолото». Этот проект прошел аудит в ведущих международных инжиниринговых компаниях и предусматривает строительство горнодобывающего и перерабатывающего предприятия.

В летописи металлогенических исследований в Узбекистане, как и смежных государствах Средней Азии, намечены три этапа, отличающихся нарастанием многокомпонентности геологических направлений.

Первый этап (1924-1945 гг.) ознаменовался обобщающими работами о приуроченности рудных месторождений эндогенных полезных ископаемых к определённым этапам эволюционного геологического развития в тесной связи с процессами магматизма. Продуктивные результаты исследований древних горных выработок на золото в Нуратинских горах (Кансай Сентаб, Караулхоиа. Гум и другие), а также первые находки рудного золота в Кызылкуме (Тамдытау, Бесаян, Алтынтау, Тахтатау и прочие), позволили А.В. Королёву наметить Великий золотой пояс с Урала на Тянь-Шань, обоснованный им в сообщении на Первой конференции по золоту в Средней Азии, в Ташкенте в 1940 г. В трудах В.И. Смирнова, впервые для Западного Тянь-Шаня была предложена схема направленного развития магматектонических циклов, отражающих специфику рудоносности этапов эволюционной геологии. Так, на основе данных о специфической локализации и ртутно-сурьмяных проявлений Туркестано-Алайского пояса, наложенного на герцинские скарново-редкометальные золото-шеелитовые объекты было обосновано проявление альпийской металлогении, в пределах неотектонического пояса имени Д.П. Наливкина.

Второй этап (1945-1960 гг.), отличался широким вовлечением в металлогенические исследования смежных петрографических, петрологических, минералого-геохимических методов научно-исследовательских институтов Москвы, Ленинграда, Ташкента с обозначением специализированных направлений - собственно металлогенических, геолого-петрологических и структурно-рудных. Признанным лидером всех этих направлений в Узбекистане был академик Х.М. Абдуллаев. Под его эгидой (совместно с Ю.А. Билибиным и Е.Д. Карповой) развивалось собственно металлогеническое направле-

ние; ведущими представителями геолого-петрологического направления являлись И.М. Исамухамедов, И.Х. Хамрабаев, К.Л. Бабаев; структурно-рудное (при лидирующем участии Х.М. Абдуллаева и Ю.А. Билибина) возглавляли Ф.И. Вольфсон., А.В. Королёв, И.В. Нечелюстов, В.Э. Поярков, Н.Д. Ушаков, В.П. Федорчук. На данном этапе металлогенических исследований, в его завершающий период, обозначился концентрированный вклад специалистов по отдельным рудным элементам. Так с металлогенией золота в Узбекистане, ассоциировались имена И.Х. Хамрабаева, Л.З. Палея, К.Л. Бабаева, Х.Н. Баймухамедова, И.А. Айзенштата, Х.Р. Рахматулаева; сурьмяно-ртутное направление курировали В.П. Федорчук, В.Э. Поярков; ведущими специалистами по медно - молибденовым месторождениям с попутным золотом являлись С.Т. Бадалов, И.М. Голованов; металлогения вольфрама связана с именами Х.М. Абдуллаева, И.Д. Ушакова, М.С. Кучуковой, М.Д. Троянова; общепризнанным лидером по олову являлся И.Е. Ефименко [1-3].

Третий этап (1960 г -по настоящее время) ознаменовался широкими обобщениями всех направлений в металлогении Узбекистана. Среди новых приоритетов следует отразить выдвижение в сферу металлогенического анализа висмутоносность, флюоритоносность, литиеносность рудных формаций, которым ранее не придавалось перспективного значения для развития крупной промышленности. Преамбулой третьего этапа металлогенической школы Узбекистана, явилось высказывание Ю.А. Билибина, часто используемое узбекистанскими геологами в качестве эпиграфа научных статей: «в задачу металлогенического изучения месторождений должно входить выяснение специфических особенностей их, которые могли бы служить отличительными или диагностическими признаками для месторождений различных рудных комплексов» (Билибин, 1059). С представлениями о конкретных и абстрактных рудных формациях перекликаются взгляды Д.В. Рундквиста и других (1971) на онтогенез и филогенез рудных месторождений, продолжателей идей Ю.А. Билибина во ВСЕ-ГЕИ. Организованная Госкомгеологией Союза, под эгидой ВСЕ ГЕИ, программа по созданию Атласа карт «Металлогения СССР» (главные редакторы Д.В. Рундквист, В.М. Волков, В.И. Смирнов), включала в свой перечень лист «Средняя Азия», составителем рудно-формационных основ которого являлись сотрудники САИГИМСа. В составленном листе «Средняя Азия» нашло отражение совокупное мнение о состоянии изученности золоторудных, редкометальных и других рудных формаций территории региона, практически для времени рубежа XX-XXI веков.

Наиболее конъюнктурные металлы уран и золото, рассматриваемые как стратегическое сырьё развития независимой экономики, стабильно обеспечиваемые для научной, поисково-разведочной и про-

мышленно-экономической оценки государственными ассигнованиями. привлекли специалистов по изучению цветных, редких и редкоземельных элементов менее конкурентоспособных месторождений малого и среднего масштабов к изучению металлогении золото-урановых геологических полигонов. Это привело к пересмотру ранее традиционных понятий, таких как: «нерудные полезные ископаемые», «энергетическое сырьё», «подземные воды» и другие, ранее не рассматриваемые на предмет ураноносности и золотоносности в практических целях.

Поэтому, наряду с традиционными промышленно-генетическими группами формаций (гидротермальные золото-кварцевые, вулканогенные золото-сульфидные и им подобные), стали апробироваться новые, такие как: ураноносные промышленных вод, металлоносные горючих сланцев, редкоземельные фосфоритов и другие. В своём большинстве это проявления альпийской металлогении, связанные: с золотоносностью мезозойских кор выветривания и литифицированных россыпей золота юрских и меловых тектоно-седиментационных циклов; с телетермальными золотоносными образованиями сидеритов раннемезозойского возраста; с золото-платиновой ассоциацией молибдено-рениеносных горючих сланцев палеогена.

Сегодня, в первые десятилетия XXI века, Крупнейший в Евразии рудник Мурунтау лидер узбекстанской сырьевой базы Навоийского комбината, охватывающего около 85% всех разведанных запасов золота рис. 4. Еще в 1994 г. Лондонской ассоциацией рынка слитков драгоценных металлов ему присвоен статус «Оптимальный поставки» И золото с содержанием 999,9 прошло сертификацию на Токийской бирже промышленных товаров в 1998 г.

Металлогения золота, разработанная вслед за Ю.А. Билибинным российскими геологами, в числе которых С.С. Смирнов, Н.А. Шило, С.Д. Шер, Д.В. Рундквист, А.Д. Щеглов, активно развивается в Узбекистане, в первую очередь в ИГиГАН сначала в эпоху Х.М. Абдуллаева, А.С. Уклонским, Н.П. Васильковским, И.Х. Хамробаевым – создателем своей эпохи (с 1963 по 1992 гг.); объединившей многочисленных ученых АН, многих предприятий Министерства геологии республики и продолженной на современном этапе Ф.А. Усмановым в ИГ (1992-2007 гг.) и С.Х. Максудовым по настоящее время.

Многочисленная армия докторов и кандидатов геолого-минералогических наук Узбекистана, в той или иной степени причастна к металлогении геохимии и геологии Узбекистана, а при освоении карьеров Мурунтау и Мютенбай и ведущих горнорудных объектов, отразили эти данные в своих научных тру-



Рис. 4. Крупнейший в Евразии рудник Мурунтау

дах.

Расширение карьера Мурунтау, объединяемое с Мютенбаем и участков Триады, синтервалам глубин 900-1550 м в ближайшие годы, существенно расширят сырьевую базу ГМЗ-2 и после 2015 г. [4-5].

Таким образом ГП НГМК и его основная Кызылкумская золоторудная провинция в начале XXI века будет иметь крупную научно-производственную сырьевую базу для надежного воспроизводства запасов рудных и россыпных объектов благородных металлов. А по мнению авторов, геологи и горняки ГП НГМК – наследники первопроходцев в городах Навои, Зарафшан, Учкудук, Зафаробад и др., могут с гордостью вспоминать первопроходцев и современников – авторов – составителей геологических карт наших рудников и легендарных поэтических стихотворений полувековой давности таких как «Песнь о Мурунтау».

Список литературы:

1. Беленко А.П., Лузановский А.Г. Исторический путь становления золоторудной базы в Кызылкуме. («Горный вестник Узбекистана» №9, 2002 г. Навои-Зарафшан
2. Иноземцев С.Б., Беленко А.П., Лузановский А.Г. О Геолого-промышленной типизации (ГПТ) золотого оруденения Нуратау-Кызылкумского региона («Горный вестник Узбекистана» №3 2002г. Г. Навои-Зарафшан
3. Лей С.В., Лунин С.В., Мишин Л.Ф. Пути совершенствования техники и технологии взрывных работ («Горный вестник Узбекистана» №1 2013г.
4. Лузановский А.Г., Пак С.Н., Артемова Н.М., Ряды углеродисто-сланцевых формаций и их металлоносность // Углеродисто-сланцевые формации Средней Азии (формирование, рудоносность, перспективы) г. Ташкент 1992.
5. Лунин С.В., Федянин А.С., Агеев Д.С. Перспективы развития производства редкоземельных элементов при вовлечении в переработку техногенных отходов ГМЗ-2 («Горный вестник Узбекистана» №1 2011г.

МЕТАЛЛОГЕНИЧЕСКИЕ ФАКТОРЫ МЕДНОГО ОРУДЕНЕНИЯ В СЫРДАРЬИНСКОМ ТЕРРЕЙНЕ

Садыкова Л.П., старший научный сотрудник-соискатель института геологии и геофизики им. Х.М. Абдуллаева АН РУз

Maqolada Sirdaryo terreyini mis madanlashuvining asosiy metallogenik faktorlari keltirilgan. Barcha ruda formaciyalari bo'yicha foydali qazilma konlarining mineral turi, rudalarning kimyoviy elementlari, ruda tanalarining morfologiyasi, ruda atrofidagi o'zgarishlar, ruda chegarasidagi tog jinslari va antiklinal ko'tarilish, troglar, chuqurlikdagi sinishlar va boshqalar aniqlangan.

Tayanch iboralar: *metallogenik faktorlar, mis madanlashuvi, ruda chegarasidagi tog jinslari, rudalarning kimyoviy elementlari, ruda tanalarining morfologiyasi, ruda atrofidagi o'zgarishlar, mis rudasi formaciyasi, geologik-sanoat ruda turi.*

The main metallogenic factors of copper mineralization in Syrdarya terrain are presented in this article. For all ore formations defined mineral deposits type, the chemical ore elements, the morphology of the ore bodies, the wallrock changes, the ore hosting rocks and the geological- structural position in the anticlinal high form, troughs, deep faults and others.

Key words: *metallogenic factors, copper mineralization, ore hosting rocks, chemical ore elements, morphology of the ore bodies, wallrock changes, copper-ore formation, geology-industrial ore types.*

Крупные концентрации меди в мире не проявляют столь очевидную зависимость от возрастных эпох формирования земной коры, как это наблюдается например, у золота. Они образуются в самых разнообразных геологических обстановках, при различных значениях температур и давления, а так же других параметров природных процессов, протекавших от докембрия до кайнозоя включительно. Поэтому существует множество вариантов классификаций медного оруденения, в основе которых лежат различные факторы металлогенического анализа. Приведем примеры только двух классификаций, созданных учеными Узбекистана. Наиболее ранняя, создана И.М. Головановым в 1978 г., а последняя 2012 г., автором которого является А.Х. Туресебеков. В классификации меднорудных формаций Западного Тянь-Шаня И.М. Голованова [1] выделено три генетических типа рудных формаций: магматогенный, включает семь формаций: медно-титано-магнетитовую; скарново-медно-железнодорожную; скарново-золото-медную; меднопорфировую; золото-медноколчеданную; медноколчеданную; жильная кварцево-медную; седиментогенный с формацией медистых песча-ников и метаморфогенный с медно-молибдено-ванадиевой стратиформной формацией. Кроме выше указанных еще выделяются эндогенные медьсодержащие рудные формации, в которых содержание меди не более 0,1-0,5%. Это формации: сульфидно-медно-никелевая, скарново-медно-молибден-железнодорожная, скарново-медно-молибденовая, кварц-грейзен-полисульфидно-вольфрамовая, скарново-свинцово-цинковая, колчеданно-полиметаллическая, жильно-метасоматическая свинцово-цинковая с серебром, медно-висмутовая и кварц-золото-полисульфидная.

Для всех рудных формаций определен минеральный тип месторождений, химические элементы руд, морфология рудных тел, околорудные изменения, рудовмещающие породы и геолого-структурная позиция в виде антиклинальных поднятий, трогов, глубинных разломов и др.

В классификации А.Х. Туресебекова по Узбекистану [2] меднорудные формации отождествляются с геолого-промышленными типами и рассматриваются не в стóрогой, но все-таки в возрастной последовательности, охватывая диапазон времени от рифея до неогена включительно:

♦R – медно-молибден-ванадиевый (стратиформный) (Cu, Mo, V, S) геолого-промышленный тип;

♦O2-S – медно-колчеданно-полиметаллический (Cu, Zn, Pb, Bi);

♦O- C1 – медно-колчеданный (стратиформный);

♦D2 – медно-колчеданный с золотом (Cu, Au, Ag, Mo);

♦D1-3 – медно-колчеданно-полиметаллический (Cu, Pb, Zn, Ag);

♦D1-2-C3 – комплексный золото-медно-молибден-порфировый (мегашто-кверквый), совмещенный со скарново-полиметаллическим месторождением Кургашикан (Cu, Mo, Au, Ag, Re, S, Pb, Zn);

♦совмещенные медно-молибден-порфировый и скарново-полиметаллический (Cu, Mo, Ag, S, Pb, Zn и др.);

♦медно-молибден-порфировый штокверквый, пластообразные приконтактные зоны (Cu, Mo, Ag);

♦C1 – колчеданно-полиметаллический (Cu, Pb, Zn, Au, S, Ag);

- ◆ C2 – медно-колчеданно-полиметаллический (Cu, Zn);
- ◆ золото-меднокол-чеданный (Cu, Au);
- ◆ медно-титаномангнетитовый (Cu, Ti, Fe, Ni, Co);
- ◆ медно-молибденовый (Cu, Mo);
- ◆ медно-молибден-порфиновый (штокверковый) (Cu, Mo);
- ◆ C3 – медно-молибден-порфиновый (Cu, Mo);
- ◆ медно-скарновый (Cu, Zn, Au, Ag);
- ◆ медно-колчеданно-полиметаллический (Cu, Zn);

- ◆ C3-P1 – медно-молибденовый (Cu, Zn);
- ◆ жильный комплексный (Cu, Zn, Au, Ag, S);
- ◆ K1, N1 – медистые песчаники.

Анализ пространственно - временного размещения, приведенных в классификации по [2], медно-рудных формаций позволяет сделать следующее заключение: группа медно-колчеданных формаций обусловлена эволюцией палеоокеанических бассейнов: в Западном Узбекистане-Туркестанского (№№ 1, 3, 4, 10, 11), в Южном Узбекистане-Палеотетиса (№№ 2,

Таблица 1

Схема возрастной (с1-к1) последовательности магматизма на территории сырдарьинского террейна

Тип земной коры	Уровень магмо-генерации	Тип магматизма	Вулканогенные свиты и составляющие их серии	Интрузивные комплексы и составляющие их серии
КОНТИНЕНТАЛЬНЫЙ	Нижне коровый	Щелочной и субщелочной	14. Ангрэн-Джигаристанский комплекс	щелочных базальтоидов - K1
	Мантйно-нижнекоровый			Комплекс субщелочных габброидов - J
			13.	Дайковый комплекс - P-T Щелочной ультраосновной и основной серии
			12.	Арашанский комплекс - P1 Субщелочная гранит-лейкогранитовая серия
	Верхне коровый	Известково-щелочной, подщелоченный	11. Кызылнуринская свита - P1 Риодацит-риолит -трахириолитовая серия	Чилтенский Бабайтоудорский комплексы Сиенит-монцитовая серия
	Мнтйный	Щелочной и субщелочной	10.	* Бабайобский комплекс Шонкинит-сиенит-монцитовая серия
			9. Даудабинская свита - P1 Лейцитовые тейфриты Щелочные пикриты	* Ирису-Каиндинский комплекс Шонкинитовая серия Пироксенитовая серия
	Базальтовый и диоритовый слои	Субщелочной и известково-щелочной	8. Шурабасайская свита - P1 Базальт-андезитовая серия Трахибазальт-трахиандезит-трахитовая серия	Субвулканический комплекс граносиенитовой серии
	Верхне коровый	Известково-щелочной, подщелоченный	7. Оясайская свита - P1 Дацит-риолитовая серия Трахит-трахидацит-трахиолитовая серия	Майликотанский комплекс (дайка) Сиенит-гранит-порфировая серия
	Коровый	Субщелочной	6. Каржантауская свита - C3 (293-298 млн.лет) Трахибазальт-трахиандезитбазальт-трахи-эндезито-трахито-трахидацитотрахириолитовая серия	
			5. Карабауская (надакская) свита - C2-3 Андезит-андезидацит-риолитовая, Трахиандезит-трахитовая серии	* Гушсай- Куюндинский комплекс - C3 Гранодиорит-адамеллит-гранит-порфировая , монцит-порфировая серия
			4. Акчинская свита - C2m Андезидацит-дацит-риодацит-риолитовая серия	
	Базальтовый и диоритовый слои		3. Болгалинская свита - C2m Базальт-андезит-трахиандезитовая серия	Кызылсайский комплекс Гранодиорит-адамеллитовая; кварцмонцит-гранодиоритовая серии
	Верх некоровый	Известково-щелочной, подщелоченный		Чаткальский, Карамазарский комплексы - C2b2 (300-320 млн. лет) Кварцево-монциторит-гранодиоритовая серия
Нижне и верхне-коровые слои	Субщелочной-известково-щелочной	2. Мингбулакская свита - C2b1 Базальт-андезит-дацит-риолитовая, Трахибазальт-трахиандезит-трахириолитовая серии	* Габбро-диоритовая, Шонкинит-монцитовая серии Чекурсайский, Келемчекский комплексы - C2	
		1. Уинская свита - C1-2 Базальт-андезитовая, Шошонит-латитовая серии	* Шонкинит- сиенит-монцитовая Пироксенит-габброидная серии Алмалыкский, Текешский комплексы - C1	

*- наличие в породах аксессуарного халькопирита

9, 16, 17). Время формирования колчеданных месторождений в акватории Туркестанского палеоокеана R1-C2, так же месторождений в бассейне Палеотетиса – O-C3. Группа медно-порфировых месторождений приурочена к территории Сырдарьинского террейна, [3]. При этом часть наиболее крупных месторождений сосредоточена на юго-западе Кураминских гор (левобережье р. Ангрэн), другая - на правобережье р. Ангрэн в виде медных рудопоявлений в интрузивах повышенной щелочности габбро-сиенит-монцонитовой формации, внедрившихся в зону глубокого Алмалык-Ангрэнского разлома.

О его мантийной глубинности свидетельствуют ксенолиты ультраосновных пород (перидотит и др.) [4, 5] среди габброидов, сиенитодиоритов и монцитов упомянутых раннее интрузивных тел. Геологи, изучавшие рудоносность и металлогению Алмалыкского рудного района, единодушны во мнении, что крупные медно-порфировые месторождения этого района связаны с внедрением интрузий среднекарбонového (C21) возраста повышенной щелочности металлогенически специализированных на медь, кроме того ассимилировавших ее еще из медистых песчаников девона вмещающих интрузивы. Кроме этого А.Х. Турсебеков полагает, что некоторые месторождения

меди (Сары-Чеку) связаны с функционированием здесь регионального девонского вулканогенного пояса, который имеет меридиальное простираение, локализуясь в Казахстане на территории Тургайско-Срединно-Тяньшаньского террейна [2], прослеживающегося в Срединном Тянь-Шане до Северо-Ферганского разлома. Указанный девонский пояс слагают вулканогенные породы среднего и кислого состава повышенной щелочности, специализированные на золото, а повышенный в них кларк меди вполне объясним загрязнением за счет каледонских (O-S) медно-порфировых месторождений развитых в Южном Казахстане (Актогай, Айдарлы, Кызылкия, Коксай и др.), а также красноцветной формации девона широко развитой в Чаткало-Кураминском регионе и в Майданталском, Пскемском, Сандалашском хребтах [6].

Поскольку крупные медные месторождения Алмалыкского рудного района относятся по классификации [1] к медно-порфировой формации магматогенного генетического типа, то имеет смысл более подробно остановиться на одном из важнейших факторов металлогенического анализа - магматизме.

В связи с этим, в табл. 1 приводится «Схема возрастной последовательности от C1 до K1 магматизма

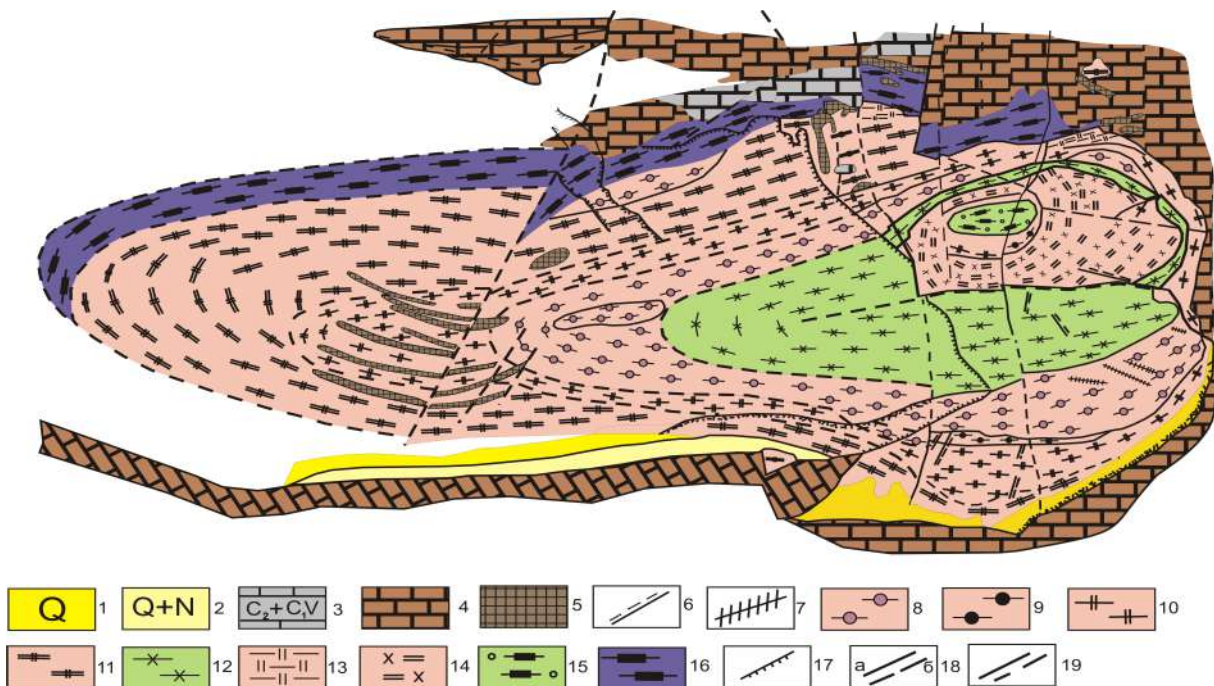


Рис. 1. Схематическая геолого-петрографическая карта Ирисуийского щелочного массива по А.Н. Нурлыбаеву [11]: 1 - четвертичные аллювиальные отложения; 2 - плиоцен-нижнечетвертичные конгломераты и глины; 3 - нижне-средне карбоновые известняки, мергели, доломиты, алевролиты; 4 - мраморы и мраморизованные известняки; 5 - скарны; 6 - дайки сиенит-порфиров, бостонитов, сиенит-пегматитов; 7 - дайки нефелиновых сиенитов; 8 - псевдолейцитовые сиениты; 9 - нефелиновые сиениты; 10 - трахитовые щелочные нефелинсодержащие сиениты; 11 - меланократовые щелочные сиениты, монцониты; 12 - такситовые сиениты: фенитизированные шонкиниты и шонкинит-порфириды, псевдолейциты; 13 - мезократовые щелочные сиениты; 14 - шонкинит-порфириды (фонолиты); 15 - лейцитовые базальты, лейциты (субвулканическая жерловая фация); 16 - пироксениты (ортоклазовые и псевдолейцитовые пироксениты); 17 - границы достоверные (а) и предполагаемые (б); 18 - контур снятых четвертичных отложений (зубчики указывают на перекрытую площадь); 19 - тектонические нарушения достоверные (а) и предполагаемые (б).

на территории Сырдарьинского террейна», созданная на базе фактического материала опубликованного в монографии [7]. Кроме того рассмотрена ультрабазитовая ассоциация северо-западных отрогов Таласского хребта, в опубликованной статье [8], а также учтены базальты Ангрэн-Джигаристанского комплекса, описанного в монографии [9], Т.Н. Далимовым и И.Н. Ганиевым.

Схема начинается с рассмотрения магматитов с ниже-среднекаменноугольного возраста, соответствующего в Западном Тянь-Шане завершению квазиплатформенного этапа [2] и формированию вулканно-интрузивных комплексов повышенной основности и щелочности. Это - уинская свита (C1-2), а также Алмалыкский и Текешский нижекарбонные комплексы приуроченные к грабенам и приразломным депрессиям выполненным вулканитами шононит-латитовой серии и шонкинит-сиенит-монцонитовыми интрузивами с абсолютным возрастом $322-327 \pm 15$ млн. лет (калий-аргоновый метод, биотиты), хорошо согласующимся с геологическими фактами.

К этому следует добавить, что на смежной территории Казахстана с Текешским комплексом сопоставляются широко известные в литературе Ирисуйский и Каиндинский массивы, которые выделены вместе с Даубабинскими вулканитами в комагматическую калиевую ультрабазитовую ассоциацию с абсолютным возрастом по (K-Ar методу по биотиту) 340-322 млн. лет [5, 10], соответствующую серпуховскому веку C1.

Тем не менее, в нашей «Схеме» даубабинская свита и Ирису-Каиндинский комплекс замыкают серию пермских щелочных основных магматитов на основании петрологических данных полученных А.Н. Нурлыбаевым [11], который уточнил факты всех предшествующих исследователей и установил новые, согласно которым в Чимкентской области щелочные породы слагают два пояса: Аксу-Бадамский (массивы Каинды, Ирису, Машатский, Бадамский, Угамский и др.) и Арыс-Боролдайский (интрузивы Кулан, Жиланды и др.). В первом щелочной магматизм проявлен в виде комагматических вулканоплутонических комплексов - от щелочных ультрабазитов через лейцитовые базальты до трахиандезитов. Второй вулканоплутонический пояс сложен более кислыми разновидностями пород - от монцонит-трахиандезитов до сиенито-трахитов. Абсолютный возраст щелочных пород Южного-Казахстана 260-300 млн. лет при среднем значении 278 млн. лет, что согласуется с их геологическим положением. Ирисуйский и Каиндинский интрузивы определены им, как типичные субвулканы, образовавшиеся на небольшой глубине и в момент становления сообщавшиеся с земной поверхностью. Они являются сложно дифференцированными магматическими образованиями с концентрически зональным строением (рис. 1, 2).

Вулканогенные образования этого района имеют следующую последовательность в образовании сни-

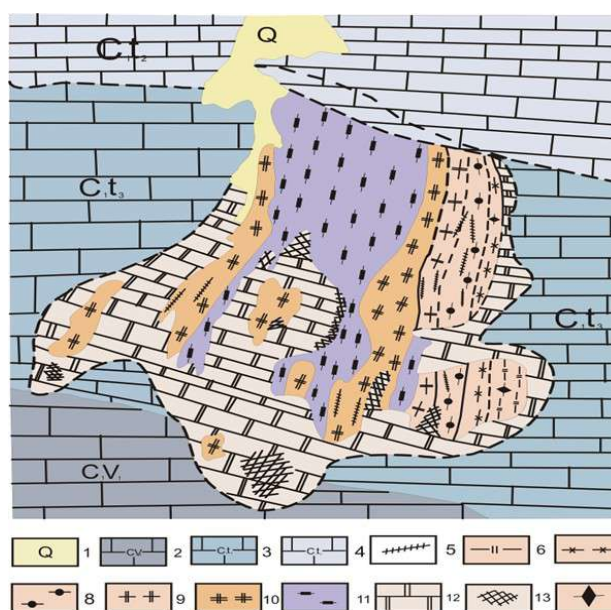


Рис 2. Схематическая геолого-петрографическая карта массива Каинды по А.Н. Нурлыбаеву [11]: 1 - четвертичные аллювиальные и делювиальные отложения; 2 - нижневизейские известняки; 3 - верхнетурнейские известняки и доломиты; 4 - среднетурнейские известняки, мергели и доломиты; 5 - дайки нефелиновых сиенитов; 6 - мезократовые щелочные сиениты; 7 - такситовые сиениты; 8 - псевдолейцитовые сиениты; 9 - трахитоидные нефелинсодержащие сиениты; 10 - меланократовые щелочные сиениты, монцониты; 11 - пироксениты, ортоклазовые и псевдолейцитовые пироксениты; 12 - мраморы и мраморизованные известняки; 13 - скарны; 14 - углы наклона кристаллов

зу вверх:

1) шурабсайская свита; риолитовые и трахириолитовые игнимбриты, туфы, туфоловы трахириолитового и трахида-цитового состава (C3-P), мощностью 200-700 м.;

2) кызыл-булакская толща пироксеновых и амфиболовых трахиандезитов, их туфов и лавобрекчий (P11);

3) бадамская толща: лавы, туфоловы, туфобрекчии, туфы трахитов, трахиандезитовые и эпилейцитовые трахиты с прослоями шононитов, туфопесчаников и туфоалевролитов. К этой свите приурочены субвулканические тела камптонитов, трахиандезитов, бостонитов, трахидацитов, трахитов, щелочных сиенит-порфиров, плагиогранитов, эпилейцитовых трахитов. Перечисленные вулканогенные образования подстилаются лейцитовыми базальтами, лейцититами и ортоклазовыми базальтами, выполняющими Машатскую впадину и носящими название даубабинской свиты.

Рис. 3 дает представление о химических свойствах рассмотренного комплекса щелочных пород в Каржантау, полученного нами на основании химических анализов опубликованных в статье Я.М. Рафикова [8], а также субщелочных пород Алмалыка заимство-

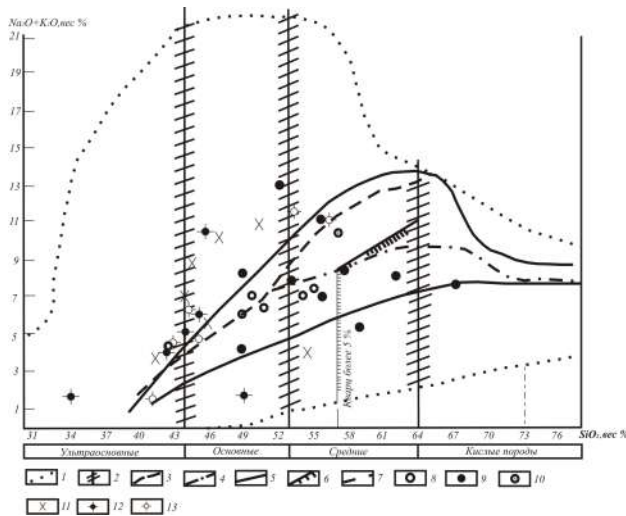


Рис. 3. Размещение вулканитов свиты уя и Алмалыкского интрузивного комплекса по [2], а также щелочных пород ультрабазитовой ассоциации по [4] на классификационной диаграмме $SiO_2-(Na_2O+K_2O)$

ванных из монографии [9]. На диаграмме достаточно четко выступает обособленность щелочных пород Каржантау и субщелочных – Алмалыка.

На другой диаграмме (рис. 4) размещены щелочные породы, химические анализы которых заимствованы из монографии, [2]. На ней выделяются пред-

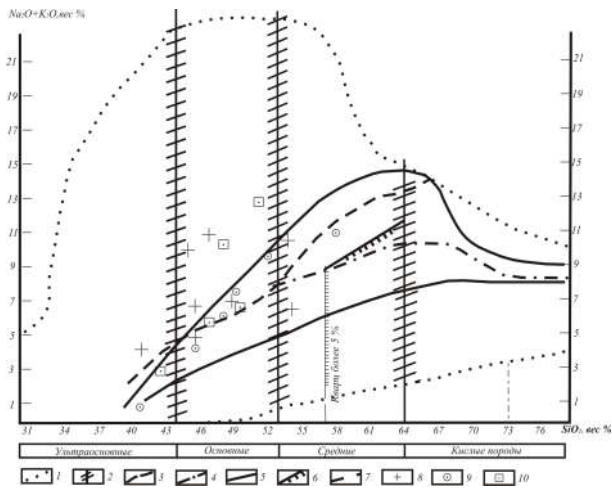


Рис. 4. Размещение щелочных пород Аксу-Бадамского пояса по [11] на классификационной диаграмме $SiO_2-(Na_2O+K_2O)$: 1 - область распространения химических составов магматических пород; 2 - границы разделения магматических горных пород на группы по содержанию кремнезёма с «полями неопределенности»; 3 - нижняя граница распространения щелочных пород, содержащих фельдшпатоиды; 4 - нижняя граница поля распространения безфельдшпатоидных щелочных пород, содержащих щелочные пироксены и амфиболы; 5 - область распространения субщелочных пород; 6 - граница распространения кварца более 5%; 7 - граница разделения подгрупп; 8 - вулканиты даубабинской свиты; 9 - интрузивные породы Ирису; 10 - интрузивные породы Каинды

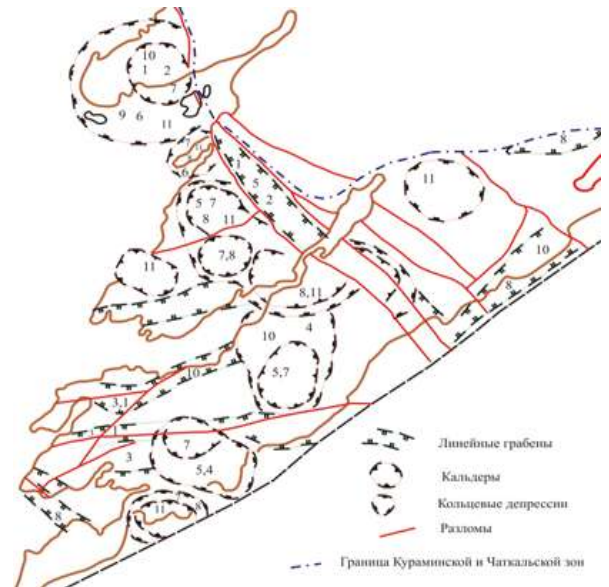


Рис. 5. Схема блоковых структур Кураминской зоны (по В.А. Арапову) с числовым указанием свит и комплексов соответствующих «Схеме»

ставители щелочных пород, находящиеся в области субщелочных, но в группе щелочных пород, содержащих фельдшпатоиды, что значительно отличает их от субщелочных основных пород Алмалыка.

Кроме описанного Алмалыкского комплекса и аналогичного ему Текешского в «Схеме» выделяются значоком –(*) еще три, которые объединяют наличие в составе пород акцессорного халькопирита, а акцессорные минералы по мнению И.Х. Хамрабаева [12], являются петролого-геохимическим критерием металлогенической специализации породообразующей магмы. Далее следуют существенные различия - четыре наиболее древних комплекса (Текешский, Алмалыкский, Келемчекский и Чукурсайский) характеризующиеся основным субщелочным профилем магматитов мантийно-корového (базальт-диоритового) уровня магмогенерации, тогда как Гушсай-Куяундинский комплекс – типично коровое образование известково-щелочного типа магматизма подщелочное мантийными флюидами или вследствие внутрикорового гибрида, гипабиссальной и субвулканической фаций генетически связанных с позднепалеозойским кальдерообразованием (рис. 5).

И, наконец, позднепалеозойские Ирису-Каиндинский и Бабайобский комплексы – проявления щелочной мантийной (коромантийной) магмы в длительно формировавшихся вулcano-тектонических структурах, в куполообразных поднятиях и горст-антиклиналях (рис. 5). Для них не характерно медно-порфиоровое оруденение, как для более ранних (C1-C21) комплексов, а широко развито скарнообразование, фенитизация и гидротермальное жильное образование. В связи с этим возможно наличие новых для Сырдарьинского террейна типов месторождений ме-

ди – скарнового, карбонатитового и кварцево-сульфидного (жильного) (табл. 1).

Последний тип сегодня особенно значим поскольку оценка и прогнозирование его перспектив воз-

можно с применением современных ГИС технологий на базе новой компьютерной обработки данных, включающих методы «Геоанализа» например, металлогенической статистики. [13].

Список литературы:

1. Голованов И.М. Меднорудные месторождения Западного Тянь-Шаня.-Т.: ФАН, 1978.-262 с.
2. Кустарникова А.А., Усманов А.И., Бабаджанов А.А. и др. Металлогения золота и меди Узбекистана -Т.: ГП «НИИМР», 2012.-419 с.
3. Буртман В.С. Тянь-Шань и высокая Азия: Геодинамика в кайнозой. Москва: ГЕОС, 2012.-188 с.
4. Мусаев А.А., Рафиқов Я.М. Габбро-перидотит-анортозитовый комплекс Кураминской зоны // Узб.геол.журн.-1991.-№4.-С.15-23
5. Рафиқов Я.М., Юсупов Р.Г., Мусаев А.А. Ультрабазит-базитовые интрузии и их рудоносность Ангеренской подзоны (Кураминская зона Срединного Тянь-Шаня) // Тр.конф. «Ультрабазитовые комплексы складчатых областей и связанные с ними месторождения».-Екатеринбург: Ин-т геологии и геохимии УрО РАН им.Заварицкого, 2009.-С.145-148.
6. Ахмеджанов М.А., Мусин Р.А., Миркамиллов А., Ярмухамедов А.Р. Красноцветная формация девона Чаткало-Кураминских гор и ее меденосность // Записки Узбекстанского отделения Всесоюзного минералогического общества. Вып.16. Т.: Наука, 1964.-С.114-121.
7. Стратифицированные и интрузивные образования Узбекистана.-Т.: ГП «НИИМР», 2000.-541 с.
8. Рафиқов Я.М. Комагматическая калиевая ультрабазитовая ассоциация северо-западных отрогов Таласского Актау (Срединный Тянь-Шань)//Геология и минеральные ресурсы.-2013.-№3.-С.8-15.
9. Далимов Т.Н., Ганиев И.Н. Эволюция и типы магматизма Западного Тянь-Шаня.-Т.: «Университет», 2010.-226 с.
10. Василевский Б.Б., Ежков Ю.Б., Рахимов Р.Р. и др. Проблемы крупнообъемных месторождений золота и меди Узбекистана. Т: ГП «НИИМР», 2012.-116 с.
11. Нурлыбаев А.Н. Щелочные породы Казахстана и их полезные ископаемые.-Алма-Ата: Наука, 1973.-296 с.
12. Хамрабаев И.Х. Петролого-геохимические критерии рудоносности магматических комплексов (на примере Узбекистана).-Т.: ФАН, 1969- 256 с.
13. Усманов Ф.А. Статистическая металлогения: современное состояние, проблемы и перспективы. // Основные проблемы геологии и развития минерально-сырьевой базы Республики Узбекистан. Кн.1.-Т: Гос.ком. РУз.по печати, 1997.-С.7-8.

УДК 551.24:553.041

© Жанибеков Б.О., Турапов М.К., Умматов Н.Ф. 2014 г.

ТЕКТОНОФИЗИЧЕСКОЕ СОСТОЯНИЕ И ГЕОДИНАМИКА ЗОЛОТОРУДНЫХ ПРОЯВЛЕНИЙ ГОРАМИНЗАТАУ

Жанибеков Б.О., ст. науч. сотрудник-соискатель ГП «Научно-исследовательский институт минеральных ресурсов» Госкомгеологии РУз; **Турапов М.К.**, зав. группой тектонофизических методов исследований ГП «Научно-исследовательский институт минеральных ресурсов» Госкомгеологии РУз, доктор геол.- мин. наук; **Умматов Н.Ф.**, геолог ГП «Научно-исследовательский институт минеральных ресурсов» Госкомгеологии РУз

Maqolada Ajibugut konining geologik-strukturaviy tadqiqotlari natijalari asosida ma'dan yotqizilishi davri qayta tiklanib, uning strukturaviy holati o'rganilgan. Bu masalani yechish maqsadida Ajibugut koni strukturalari tektonofizik kuchlanishlarini modellashtirish bo'yicha eksperimental ishlar olib borilgan va ular natijasida konning strukturaviy-geodinamik modeli tuzilgan.

Tayanch iboralar: markaziy Qizilqum ob'ektlarining istiqbollari, Ajibugut konining geologik-strukturaviy tadqiqotlari, Ajibugut konining shakllanishi, geologik qidiruv ishlari, tektonik kuchlanishlarni modellashtirish, strukturaviy tektonik joylashishi, konning strukturaviy geodinamik modeli.

Results of geological and structural research of Ajibugut deposit are given in this article. Based on these data the structural framework of the deposit of ore emplacement period is reestablished. Experimental works are conducted on the structural models of Ajibugut deposit for the solution of this problem and as a result the structural and geodynamic model of Ajibugut was created.

Key words: prospective targets of Central Kyzylkums, geological and structural research of Ajibugut, formation of Ajibugut deposit, geological exploration, modeling of tectonic stresses, structural and tectonic position, structural and geodynamic model of the deposit.

Месторождение золота Аджибугут одно из перспективных объектов Центральных Кызылкумов для промышленного освоения, находится в юго-восточной части гор Ауминзатау. В его геологическом строении принимают участие рохатская (метаморфизованные песчаники и алевролиты, сланцы с прослоями кремней и карбонатов) и тасказганская (метатерригенные, вулканогенно-углеродисто-кремнисто-карбонатными образования) свиты, на большей части площади, месторождения перекрыты мезозойско-кайнозойскими образованиями [1].

Структурно-тектоническая позиция определяется зоной пересечения крупных региональных разломов. С сопряжением разломов связано образование клиновидной структуры, в центральной части которой приурочено месторождение Аджибугут.

Геологоразведочные работы, проведенные Ю.И. Парамоновым, А.В. Муровцевым, Ю.Н. Зверевым и др. в горах Ауминзатау позволили выявить крупную тектоническую единицу – грабен – синклиналь клинообразной формы. По их мнению, эта структура контролирует золотую минерализацию Ауминзатау. Месторождение было открыто в 1994 г. в процессе опережающей литогеохимической съемки. По результатам этой съемки в восточной части гор Ауминзатау была оконтурена аномальная зона золота. Зона аномалии протяженностью около 2 km при мощности 300-500 m включает в себя отдельные залежи руд при ширине 20-150 m и протяженностью до 800 m. Месторождение изучено до глубины 300 m и установлено, что мощности рудных залежей с глубиной сокращаются [1]. Основание геологического разреза составляют породы тасказганской свиты, на которой залегают рудовмещающие образования рохатской толщи.

Проведенные тематические исследования в рамках госбюджетной темы осуществлены с целью изучения механизма формирования рудоконтролирующих структур напряженно-деформированного состояния площади месторождения, и реконструкции геодинамических обстановок, при которых произошли процессы рудоотложения. Эти исследования позволяют более глубоко понять природные геологические условия, при которых формировалось месторождение Аджибугут, и с другой стороны, получить новые геолого-структурные и геодинамические признаки золотого оруденения, которые послужат прогнозно-поисковыми критериями. Использование их в комплексе с минералого-геохимическими, литолого-петрографическими, геофизическими и другими поисковыми признаками позволит более достоверно осуществить прогноз и эффективно провести поисковые работы на флангах месторождения.

Для решения целевого задания использовались методы геолого-структурного анализа, позволившие определить условия (литологические, структурно-тектонические, магматические) при которых формировалось месторождение, а также метод поляризации

онно-оптического моделирования напряженно-деформированного состояния участка земной коры. Результаты, полученные в ходе применения этих методик, явились основой для восстановления геодинамических обстановок площади месторождения в далеком прошлом.

Результаты геолого-структурных исследований позволили ранжировать структуры месторождения по отношению к рудообразованию, по этим данным восстановлено структурное строение месторождения периода рудоотложения. Эти данные составили структурно-тектоническую основу моделей структур месторождения, которые использовались для изучения напряженно-деформированного состояния изучаемого объекта. Экспериментальные работы по моделированию тектонических напряжений в моделях структур месторождения Аджибугут проводились в лаборатории тектонофизических методов исследований ГП «НИИМР» Госкомгеологии РУз.

Эксперименты проводились в условиях комнатной температуры +21°C; модель изготовлена из воды (77%) и желатин-глицериновой (23%) смеси; модель размером 1m x 1m, при толщине 3 cm. Эксперименты проводились на основе принципов моделирования М.В. Гзовского, а модели изготовлены по рецептуре Д.Н. Осокиной [2, 3].

Результаты экспериментов. Эксперименты проводились в нескольких вариантах, их структурно-тектонические основы соответствовали определенным этапам геологического развития месторождения. Остановимся на варианте, где строение модели соответствует структурной обстановке периода рудоотложения. Структурную основу составляет серия субширотных разломов являющаяся элементами грабен-синклинали и серия северо-западных разрывов, осложняющих внутреннее строение данной структуры (рис. 1). На модель месторождения приложены силы, имитирующие региональное тектоническое сжатие периода рудообразования. Полученная при этом картина распределения касательных напряжений модели показывает, что вариация тектонических напряжений имеет широкий диапазон – от нейтральной зоны ($\tau_{\max}=0$) до сильных величин напряжений ($\tau_{\max}=21 \text{ g/cm}^2$). Распределение напряжений очень неравномерное.

Зоны сопряжений и пересечений разломов являющиеся в большинстве случаев тектонически активными способствовали концентрации максимума напряжений. Одновременно в зонах этих структурных элементов можно наблюдать и нейтрализацию напряжений до нуля. Почему в одних случаях в зонах сопряжений-пересечений разломов происходит концентрация, а в других случаях – наоборот, нейтрализация напряжений. Всё зависит от направления тектонической активности разломов. Когда активность их направлена в сторону сопряжений и пересечений разломов – происходит повышение тектонической напряженности участка, а когда активность их

направлена от зоны сопряжения или пересечения разломов - происходит падение напряженности, вплоть до ее полной нейтрализации. Нейтрализация напряжений отмечается как вдоль разрывных структур, так и внутри тектонических блоков. В первом случае они связаны с активностью разломов, а во втором случае – с активностью тектонических блоков.

Широкая вариация напряжений указывает на тектоническую активность структур, имитирующих рудоконтролирующие разломы месторождения, которые выступают как главные элементы в распределении напряжений по всей площади модели месторождения.

Они же являются основными причинами тектонической активности блоков. Как было отмечено выше, некоторые исследователи указывают на рудоконтролирующую роль грабена, к которой приурочено месторождение Аджибугут. Анализ тектонофизического состояния модели структур месторождения показывает, что внутренняя площадь грабена менее напряжена по сравнению с внешней территорией. Поля умеренных и сильных напряжений занимают вместе около 8% внутренней площади грабена, тогда как во внешней, они занимают от 40% (на севере) до 20% (на юге).

На остальных площадях проявлены поля слабых напряжений и нейтральные зоны, причем нейтрализация напряжений, в основном, произошла во внутренней части грабена, и как указывалось, выше этот процесс связан с активностью разломов и тектонических блоков, где разломы являются их граничными элементами.

Площадь месторождения характеризуется ослаблением тектонической напряженности, где господствуют поля слабых напряжений и нейтральные зоны. Геодинамическая обстановка периода рудоотложения такова: тектонические блоки, являющиеся одним из структурных элементов площади месторождения тектонически активизировались, их активность обусловлена сдвиговыми процессами по их граничным структурам. Разнонаправленность сдвиговых процессов по разломам, отсюда и неоднородная активность блоков послужили причиной в перераспределении напряжений, изменения деформации пород с образованием зон локального сжатия и растяжения.

Изменение деформации, обусловленное активно-

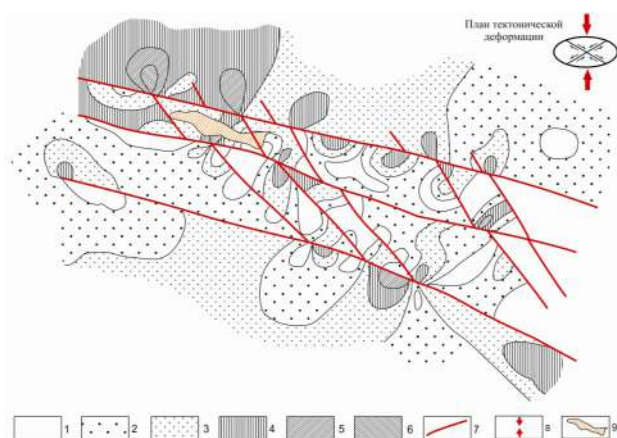


Рис. 1. Карта распределения полей тектонических напряжений в модели структур месторождения Аджибугут (вариант II). Величины максимальных касательных напряжений в порядке увеличения (T_{max} $1 < 2 < 3 < 4 < 5 < 6 < 7$): 1 - отсутствие касательных напряжений; 2-поля слабых напряжений; 3-4 - поля умеренных напряжений; 5-6—поля сильных напряжений; 7 - линии разрывных нарушений и направлений смещения по ним; 8 - направления активных смещающих усилий; 9 - площадь месторождения Аджибугут

стью разломов и тектонических блоков, в комплексе с другими геологическими факторами, способствовали разрушению горных пород, выразившихся в форме трещиноватости и дробления. Как известно, эти явления создают определенные благоприятные структурные условия для локализации эндогенного оруденения. Возможно, по этой причине произошло размещение золотого оруденения на месторождении Аджибугут.

Факты пространственной связи золотого оруденения с полями умеренных и сильных напряжений, где наблюдается локальное изменение деформации в форме растяжения, вызывающее образование зон трещиноватости и дробления пород, являются одной из главных причин проявления эндогенного оруденения.

Использование их в качестве прогнозно-поисковых критериев позволит оценить перспективу флангов месторождения Аджибугут на обнаружение новых рудных залежей промышленного значения, что повышает возможность в ближайшем будущем произвести переоценку флангов месторождения.

Список литературы:

1. Парамонов Ю.И. и др. Месторождение Аджибугут // Рудные месторождения Узбекистан Т.; ИМП, 2001.
2. Гзовский М.В. Основы тектонофизики. – М.: Наука, 1975.
3. Осокина Д.Н. Пластичные и упругие низкомолекулярные оптически активные материалы для исследования напряжений в земной коре методом моделирования. М., Изд-во АН СССР, 1963.

СОВРЕМЕННЫЕ МЕТОДЫ ГЕОМЕХАНИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ ПРИ ВЕДЕНИИ ГОРНЫХ РАБОТ

Шашенко А.Н., зав. кафедрой «Строительство, геотехника и геомеханика» Украинского Национального горного университета, докт. техн. наук, профессор; **Сдвижкова Е.А.**, зав. кафедрой «Высшая математика» Украинского Национального горного университета, докт. техн. наук, профессор; **Смирнов А.В.**, директор по добыче угля компании ДТЭК, канд. техн. наук; **Панченко В.В.**, главный технолог ШУ «Терновская» ПАО ДТЭК

Jinsli massivlarda namoyon bo'ladigan kon bosimini oldindanaytishda bir qator dolzarb masalalarniechish uchun geomexanik jarayonlarni sonli modellashtirish imkoniyatlari misollar bilan izohlangan. Mustahkamlik nazariyasidan foydalanib, ayniqsa katta massivda keltirilgan jinsli muhitning qaytarish xususiyatiga teng bo'lgan ma'lumotlarni statistik qayta ishlab 3D modellashtirishga asoslangan nuqtai nazarlar keltirilgan.

Tayanchiboralar: massivning kuchlanganlik deformatsiya holati, mustahkamlik mezonlari, sonli model.

The possibilities of numerical modeling of geomechanical processes in the rock mass for solving actual problems of rock pressure prediction are illustrated. An approach based on 3D-simulation and using appropriate strength theory is given. It involves statistical analysis of a large set of input data and allows representing the rock property adequately.

Keywords: stress-strain state of rock mass, failure criterion, numerical simulation.

Углубление горных работ, как подземных, так и открытых, практически всегда сопряжено с ухудшением условий добычи полезных ископаемых, интенсификацией проявлений горного давления. Как следствие, всё это приводит к удорожанию товарной продукции. Одним из путей снижения себестоимости добываемого полезного ископаемого является надёжный прогноз ещё на стадии проектирования горных работ устойчивости подземных выработок с применением современных систем крепи в изменчивых горно-геологических условиях.

С развитием вычислительной техники и применением численных методов механики деформируемого твердого тела расширились возможности моделирования не только систем выработок сложной конфигурации, но и всех видов анизотропии породных массивов, в частности, слоистости, различных типов неоднородностей типа трещин, геологических нарушений, включений, разуплотнённых пород, обрушившихся в выработанное пространство. Решение задач подобного рода всё чаще требует исследования объёмных моделей. При этом следует отметить, что моделирование напряженно-деформированного состояния объёмного тела, ослабленного полостями (3-D моделирование), по-прежнему остается сложнейшей задачей механики.

Например, при использовании хорошо апробированного метода конечных элементов (МКЭ) для моделирования области, включающей сопряжение очистной и подготовительной выработки (рис. 1), необходимо создание конечно-элементной сетки, состоящей из более миллиона элементов. Это значит, что для определения напряжений и деформаций во внутренних точках моделируемого тела формируется система уравнений еще большего порядка.

Наибольшие сложности, связанные с объемом оперативной памяти и быстродействием компьютеров,

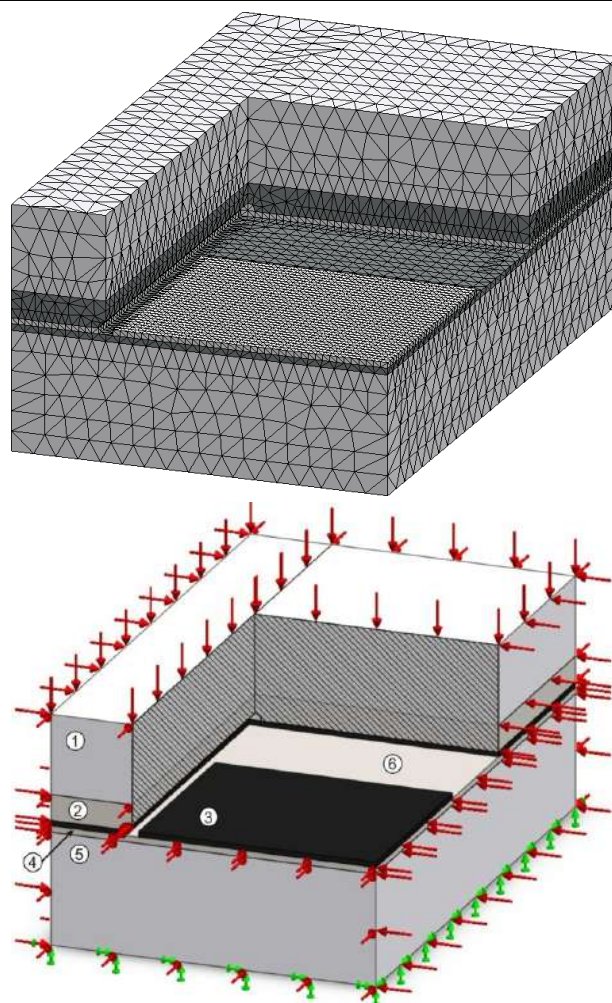


Рис. 1. Расчетная схема и конечно-элементная аппроксимация исследуемой области: 1 – основная кровля, 2 – непосредственная кровля, 3 – пласт угля, 4 – непосредственная почва, 5 – основная почва, 6 – выработанное пространство

вызывают 3D- модели в упругопластической постановке, без которых невозможен прогноз реальных деформаций породного массива на больших глубинах.

Однако уровень программных средств, предлагаемых на рынке, в настоящее время таков, что детальный анализ напряженно-деформированного состояния породного массива может быть выполнен в любом сечении исследуемой области (рис. 2), что позволяет принять адекватные инженерные мероприятия в той или иной геомеханической ситуации.

Параллельно с технологиями моделирования напряженно-деформированного состояния породного массива, развиваются теории прочности, устанавливающие критерии перехода горных пород в иное качественное состояние, отличное от состояния нетронутого массива, и, в зависимости от состава пород, характеризующееся необратимыми (неупругими) деформациями или хрупким разрушением. Эмпирические (О. Мора, З.Т. Бенявского, Хоека-Брауна) и аналитические (Греска Сен-Венана, Мизеса-Генки, П.П. Баландина, И.Н. Миролюбова) критерии прочности разрабатывались в разные годы и продолжают развиваться в настоящее время.

Аналитический критерий прочности, учитывающий неодинаковое сопротивление пород растяжению и сжатию, разработанный в Национальном горном университете Л.Я. Парчевским и А.Н. Шашенко [1, 2], имеет вид:

$$(\sigma_1 - \sigma_3) - K_c [R_c^2 \psi - (1 - \psi) R_c (\sigma_1 + \sigma_3)] = 0, \quad (1)$$

где σ_1, σ_3 – соответственно наибольшее и наименьшее главные напряжения;

$$\psi = \frac{R_p}{R_c} - \text{показатель хрупкости};$$

R_c, R_p – пределы прочности пород на сжатие и растяжение соответственно;

K_c - коэффициент структурного ослабления, учитывающий отличие прочности массива R_m от прочности лабораторных образцов R_c .

Коэффициент структурного ослабления представляет собой количественную оценку масштабного эффекта в горных породах.

Он может быть установлен на основе обработки представительных статистических совокупностей значений пределов прочности углевмещающих пород.

В наиболее общем виде его аналитическое выражение, полученное на основе вероятностного подхода к оценке сопротивляемости неоднородных твердых тел, получено в [3, 4].

Оно имеет следующий вид:

$$K_c = \frac{R_m}{R_c} = \frac{\exp(\arg F_0(1-p)) \sqrt{\ln(\eta^2 + 1)}}{\sqrt{\eta^2 + 1}}, \quad (2)$$

здесь, η – вариация прочности породных образцов,

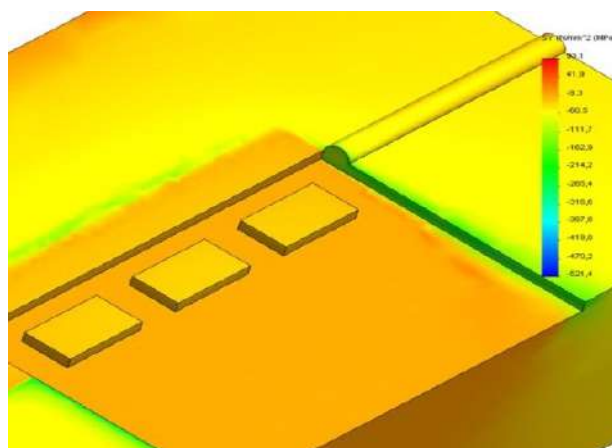


Рис. 2. Распределение нормальных вертикальных напряжений при охране подготовительной выработки угольными целиками в условиях шахты «Шахтерская Глубокая»

$$F_0(t) = \frac{1}{\sqrt{2\pi}} \int_{-\infty}^t e^{-\frac{t^2}{2}} dt - \text{нормированная функция}$$

нормального распределения,

$\arg F_0(1-p)$ – аргумент нормированной функции

нормального распределения при ее значении, равном p .

На основе критерия прочности, адекватно отражающего особенности разрушения породной среды, определяются зоны неупругих деформаций (разрушений) в массиве, с размерами которых связана нагрузка на крепь, смещения пород в приконтурной области и, как следствие, устойчивость выработок (рис. 3).

Перечисленные выше этапы научного подхода широко используются на практике и представляют собой элементы технологии проектирования и сопровождения горных работ на той стадии, которую можно охарактеризовать как «текущее бизнес-планирование» или «актуализация общей стратегии». Иными словами, это оперативное реагирование на поставленную задачу, возникшую, например, в связи с переходом в новые горно-геологические или горнотехнические условия.

Примером тесного сотрудничества специалистов лаборатории геомеханики, созданной в НГУ совместно с компанией ДТЕК, является обоснование ряда технических решений, направленных на увеличение темпов проходки выработок и ввода в эксплуатацию новых очистных забоев.

Так, для ускорения подготовки 163-й струговой лавы на шахте «Степная» возникла необходимость проведения 163-го бортового штрека с горизонта 330 м встречным забоем с одноименной выработкой, проводимой с горизонта 490 м.

При этом 163-й бортовой штрек должен был проводиться вприсечку к 163-му сборному штреку выемочного участка 161-й лавы. Усложняющим фактором здесь является то, что штрек планирова-

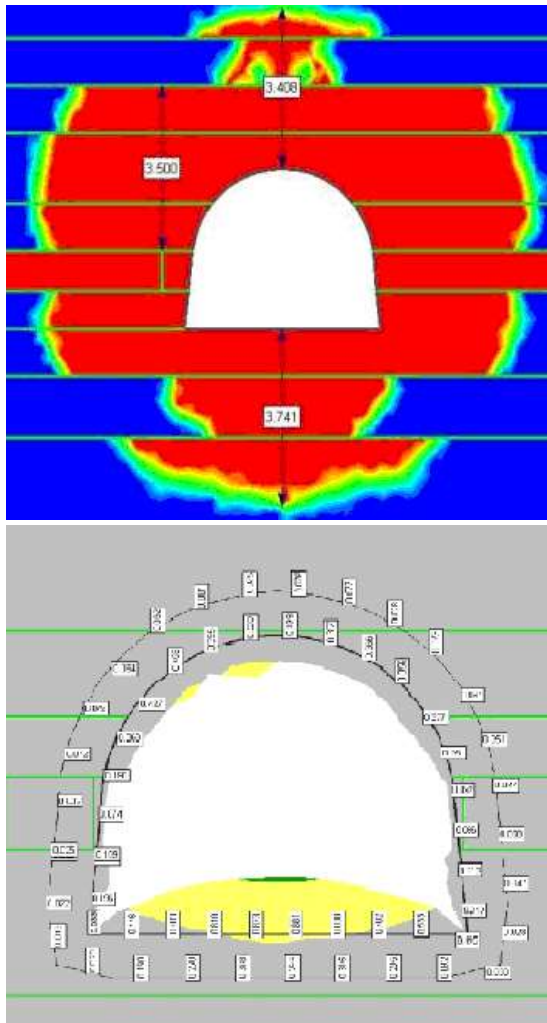


Рис. 3. Зона неупругих деформаций в слоистом массиве (а) и смещения пород на контуре выработки, а также на расстоянии 0,5 м от контура (б)

лось проводить навстречу движущемуся забою лавы (рис. 4), впереди которого, как известно, перемещается волна опережающего горного давления. Возник целый ряд вопросов в отношении крепи усиления и мер безопасности. В нормативных документах такая ситуация не прописана, опыт проведения выработок встречным забоем в условиях Западного Донбасса на момент принятия решения отсутствовал. Именно в этих условиях, как показал опыт, является чрезвычайно эффективным предварительное моделирование геомеханических ситуаций с целью прогноза возможных увеличений нагрузок на крепь и смещений контура выработки.

С точки зрения механики это довольно сложная задача, поскольку предполагает рассмотрения большой пространственной области массива, включающей различные полости: очистную выработку и две подготовительные, сложным образом расположенные по отношению друг к другу.

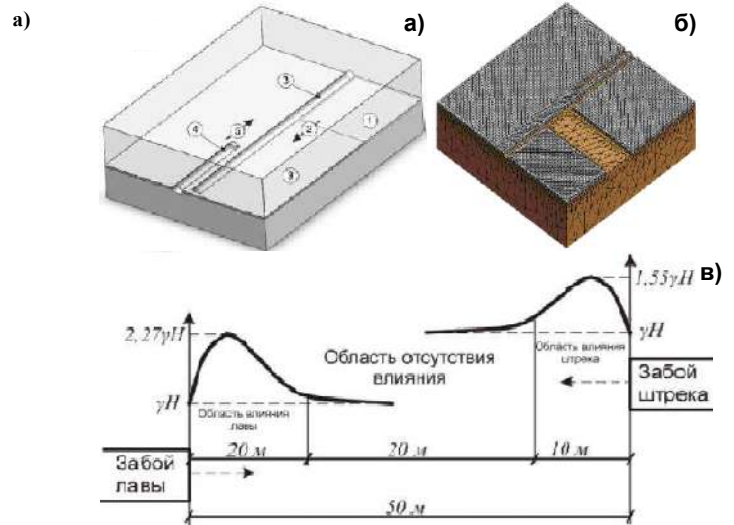


Рис. 4. Проведение бортового штрека встречным забоем в присечку к сборному штреку: а) расчетная схема; б) конечноэлементная модель; в) эпюры концентраций напряжений впереди забоев лавы и штрека: 1 – выработанное пространство; 2 – направление движения лавы; 3- сборный штрек; 4 – бортовой штрек; 5 – направление проходки бортового штрека

В результате 3D моделирования на основе МКЭ установлены зоны повышенной концентрации напряжений от взаимовлияющих выработок, определено расстояние, на котором это взаимное влияние приводит к интенсивному нагружению крепи и требует принятия соответствующих мер безопасности: остановка забоя, вывод людей, усиление крепи и т.п.

В характерных сечениях, перпендикулярных оси присечных выработок, на основе решения упруго-пластической задачи определены зоны разрушения пород (рис. 5), размер которых, в свою очередь, определяет нагрузку на крепь и служит исходной позицией для разработки конструкции усиливающих элементов.

По результатам расчета сформулированы рекомендации в отношении плотности крепи (она увеличена до 2 рам/м на участке встречи забоя выработки и забоя лавы), усиления рамной крепи сталеполимерными анкерами, установки продольного металлического профиля к рамам арочной крепи в сочетании с деревянными ремонтными.

В результате выполненных мероприятий устойчивость штрека и безопасность работ были обеспечены на протяжении всего срока в соответствии с его функциональным назначением.

Выводы.

Современная геомеханика располагает мощным математическим аппаратом, алгоритмами калибровки моделей и адаптации их к реальным условиям, что в комплексе с методиками отбора исходных данных и инструментальным мониторингом позволяет с достаточной точностью выполнить прогноз поведения породной среды, взаимодей-

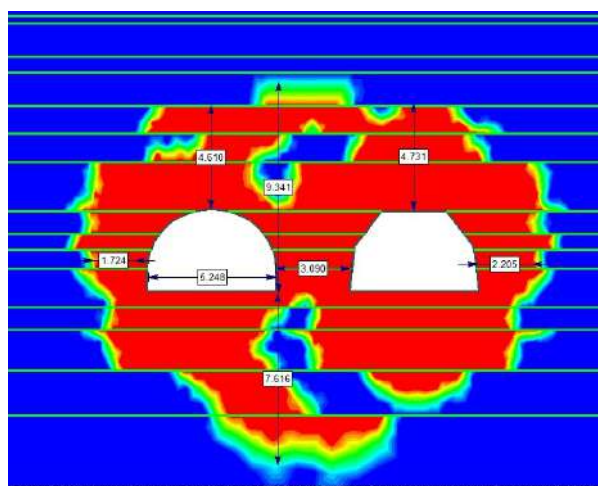


Рис. 5. Зоны неупругих деформаций вокруг выработок, пройденных вприсечку с целиком 3,0 м

ствующей с подземными конструкциями в любых горно-геологических и горно-технических условиях.

В наибольшей степени на данном этапе развития геотехнологий востребованными являются численные методы механики деформируемых систем, которые, однако, даже будучи реализованными в виде программных комплексов, требуют, тем не менее, глубокого осмысления механических процессов в породном массиве, выверенной интерпретации расчетных результатов и дальнейшего совершенствования.

Вовлечение научных коллективов в процесс актуализации стратегии развития горных работ добывающими предприятиями обеспечивает эффективную и безопасную добычу полезных ископаемых при внедрении новых технологий и принятии нетривиальных технических решений.

Список литературы:

1. Шашенко А.Н. Критерии прочности в геомеханике / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, И.Ю. Старотиторов // *Научно-визнискНациональногогорногоуниверситету*. – Днепропетровск, 2007. – № 1. – С. 55-59.
2. Shashenko A. Strength theory application for heterogeneous rocks / A. Shashenko, O. Sdvizhkova // *Scientific bulletin of the national mining university. TheScientificandTechnicalJournal*. #6, 2008. – p. 44-46.
3. Шашенко А.Н. Деформируемость и прочность массивов горных пород: Монография / А.Н. Шашенко, Е.А. Сдвижкова, С.Н. Гапеев // – Д.: Национальный горный университет, 2008. – 224 с.
4. Shashenko A.N. Analysis of failure criterions and estimation of scale effect in rocks / Shashenko A.N., Sdvizhkova E.A. // *New challenges and Visions for mining 21-st World Mining Congress*. – 2008, Poland. – P. 103.

УДК 622.7:622.342(575.1)

© Попов Е.Л., Ахмедов Х., Егорова О.Г., Акчурина Р.Х., 2014 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЕЩЕСТВЕННОГО СОСТАВА ХВОСТОВ ЧАДАКСКОЙ ЗИФ И ТЕХНОЛОГИИ ИХ ОБОГАЩЕНИЯ

Попов Е.Л., зав. отд. технологии переработки минерального сырья ГП «Научно-исследовательский институт минеральных ресурсов» Госкомгелогии РУз, канд. техн. наук; **Ахмедов Х.**, зав. лаб. обогащения руд благородных металлов ГП «Научно-исследовательский институт минеральных ресурсов» Госкомгелогии РУз, канд. техн. наук; **Егорова О.Г.**, вед. инженер ГП «Научно-исследовательский институт минеральных ресурсов» Госкомгелогии РУз; **Акчурина Р.Х.**, вед. инженер ГП «Научно-исследовательский институт минеральных ресурсов» Госкомгелогии РУз.

Maqolada Chodak oltin ajratib olish fabrikasining eski chiqindilarini moddiy tarkibini o'rganishva uni boyitish texnologiyasini ishlab chiqish natijalari keltirilgan. Gravitatsiyali sianlash sxemasi bo'yicha boyitish materiallari natijalari Chodak oltin ajratib olish fabrikasining eski chiqindilarini qayta ishlash istiqbollari haqida dalolat beradi.

Tayanch iboralar: moddiy tarkibini o'rganish, ikkilamchi komponentlar, texnogen xom ashyoning texnologik xususiyatlarini o'rganish, boyitish texnologiyasi, Chodak oltin ajratib olish fabrikasining chiqindilari, oltin ajratib olish fabrikasi chiqindilari, namunaning kimyoviy tahlili, sianlash.

The results of material composition studying and development of Chadakskaya gold producing factory "stale" tails enrichment technology presented in this article. Results of material wealth on gravity-cyanide scheme indicate about the processing prospects of Chadakskaya gold producing factory "stale" tails.

Key words: studying of material composition, associated components, studying of technogenic raw materials technological properties, enrichment technology, Chadakskaya gold producing factory tails, gold producing factories wastes, trials chemical analysis, cyanidation.

Руды разрабатываемых месторождений имеют сложный многокомпонентный состав, однако при технологическом переделе из них извлекается, как правило, один-два компонента, а остальные идут в хвосты. Это приводит к потере попутных компонентов, которые уходят в отвалы вместе с хвостами и шламами.

Отходы золотоизвлекательных фабрик загрязняют почвы, подземные и поверхностные воды. Экологическая обстановка в районе действующих горнорудных предприятий часто находится в тяжелом состоянии, поскольку ликвидация вредных экологических последствий стоит дорого и существенно снижает прибыль от эксплуатации месторождений.

Продукты технологического передела руд, представляющие собой, так называемые, «техногенные месторождения» во многих зарубежных странах являются дополнительными источниками получения полезных компонентов, так как в них ежегодно складываются значительные запасы.

После извлечения из хвостов ценных компонентов остаются большие массы тонкоизмельченного материала, который зачастую возможно использовать в качестве строительного материала.

Изучение технологических свойств техногенного сырья является одной из важнейших задач при выяснении его промышленной ценности. Результаты исследований должны обеспечить рациональную схему их обогащения с учетом извлечения золота и других ценных попутных компонентов.

В настоящей работе объектом исследований являлись технологические пробы, отобранные на различных участках хвостохранилища Чадакской ЗИФ. Мощность отвалов: максимальная 35 м, минимальная – 5 м. Ориентировочный объем хвостов к 2010 г. составил 6,45 млн.т. Среднее содержание в них золота – 0,4 у.е., серебра -7,3 у.е.

Химический анализ пробы № 1 (в %): SiO₂ – 60,2; Fe₂O₃ -8,4; FeO – 1,58; TiO₂ - 0,28; Al₂O₃ – 6,28; MnO – 0,28; CaO – 8,52; MgO – 2,0; K₂O – 2,46; Na₂O – 0,8; SO₃ - 0,42; S_{сульфидн.} – 0,24; CO₂ – 9,05; P₂O₅ – 0,18; H₂O – 0,94; Cu – 0,006; Pb – 0,06; Zn - 0,04; As – 0,0;

Bi – 0,004; Au – 0,36 у.е.; Ag – 16,6 у.е.

Химический анализ пробы № 2 (в %): SiO₂ – 58,36; Fe₂O₃ -13,84; FeO – 1,22; TiO₂ - 0,32; Al₂O₃ – 6,60; MnO – 0,22; CaO – 8,5; MgO – 0,8; K₂O – 1,88; Na₂O – 0,8; SO₃ - 0,22; S_{сульфидн.} – 0,12; CO₂ – 7,6; P₂O₅ – 0,20; - H₂O – 0,14; Cu – 0,006; Pb – 0,06; Zn - 0,06; As – 0,06; Au – 0,3 у.е.; Ag – 16,9 у.е.

По данным рационального анализа золото в пробах № 1 и 2 на 62,4 и 73,8% представлено свободными формами, а также в сростках с рудными минералами (цианируемое); с оксидами и гидроксидами железа ассоциирует 10,5-12,1%, тонковкрапленное в сульфидях - 16,9-17,3%, с кварцем и алюмосиликатами - 6,3- 13,2%. Размеры свободного золота колеблются от 0,002 до 0,01 мм. Золото в сростках имеет размеры от 0,016 до 0,04 мм.

Железо преимущественно находится в виде гематита 42,04- 44,80%, гидроксидов 10,55-12,8%, магнетита 10,89-10,89-15,42%, а также входит в состав карбонатов и легко растворимых силикатов 19,83-25,87%.

Для выяснения распределения основных ценных компонентов по классам крупности хвосты подвергались рассеиванию на ситах с различным размером отверстий (табл. 1).

По величине зерен основная масса хвостов тонко-мелкозернистая размером -0,15+0,074 мм (в пробе № 1 – 47,0; пробе № 2 – 34,7%). Класс крупности – 0,44+0 мм количественно равен 5,8 и 31%, т.е. проба № 2 более мелкая, чем проба № 1. Содержание фракций менее 0,01 мм в пробах – 2,18 и 11,62%. В пробе № 1 преобладают классы -0,15+0,074 мм, в пробе № 2 – класс-0,044+0 мм, Содержание золота и серебра в первой пробе повышено относительно среднего значения в классах -0,25+0 мм; во второй – в классах -1+0,15 и -0,074+0,044 мм. Золото и серебро концентрируются в средних по крупности классах.

По своему минеральному составу пробы хвостов Чадакской ЗИФ представляют собой рыхлый сыпучий песок, состоящий главным образом из зерен кварца 40,0 и 36,4%, полевого шпата 19 и 17,5%, слюдяных минералов – 6 и 2,5%, глинистых минералов 2,5 и 8%. В небольших количествах присутствуют пироксены, эпидот, сфен, рутил, апатит. Рудная часть в подавляющем большинстве состоит из оксидов железа – 5,4 и 10%, незначительных количеств сульфидов 0,5-0,7%. Сульфиды представлены в основном пиритом, марказитом, пирротинном, пентландитом, арсенопиритом, сфалеритом. В количестве единичных знаков отмечаются сульфиды меди, сульфосоли серебра, галенит, молибденит, воль-

Таблица 1

Гранулометрический анализ проб хвостов Чадакской ЗИФ

Классы крупности, мм	Выход, %		Содержание, у.е.				Распределение, %			
	Пр. 1	Пр. 2	Проба № 1		Проба № 2		Проба № 1		Проба № 2	
			Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag
-3+1	12,2	3,6	0,15	10,0	0,16	10,3	5,2	7,7	2,0	2,1
-1+0,5	5,6	1,7	0,22	11,4	0,36	11,4	3,4	4,0	2,1	1,2
-0,5+0,25	7,7	2,7	0,27	13,8	0,64	18,5	5,8	6,7	6,0	3,0
-0,25+0,15	12,8	13,0	0,35	15,0	0,48	15,7	12,5	12,2	21,9	12,2
-0,15+0,1	24,5	20,6	0,38	16,67	0,25	18,6	26,2	25,8	18,1	22,8
-1+0,074	22,5	14,1	0,44	17,6	0,18	16,2	27,5	25,0	8,9	13,6
-0,074+0,044	8,9	13,3	0,46	17,6	0,36	17,2	11,4	9,9	16,8	13,6
-0,044+ 0	5,1	31,0	0,49	23,8	0,22	17,0	8,0	8,7	23,9	31,5
Исх. хвосты	100	100	0,36	15,8	0,29	16,8	100	100	100	100

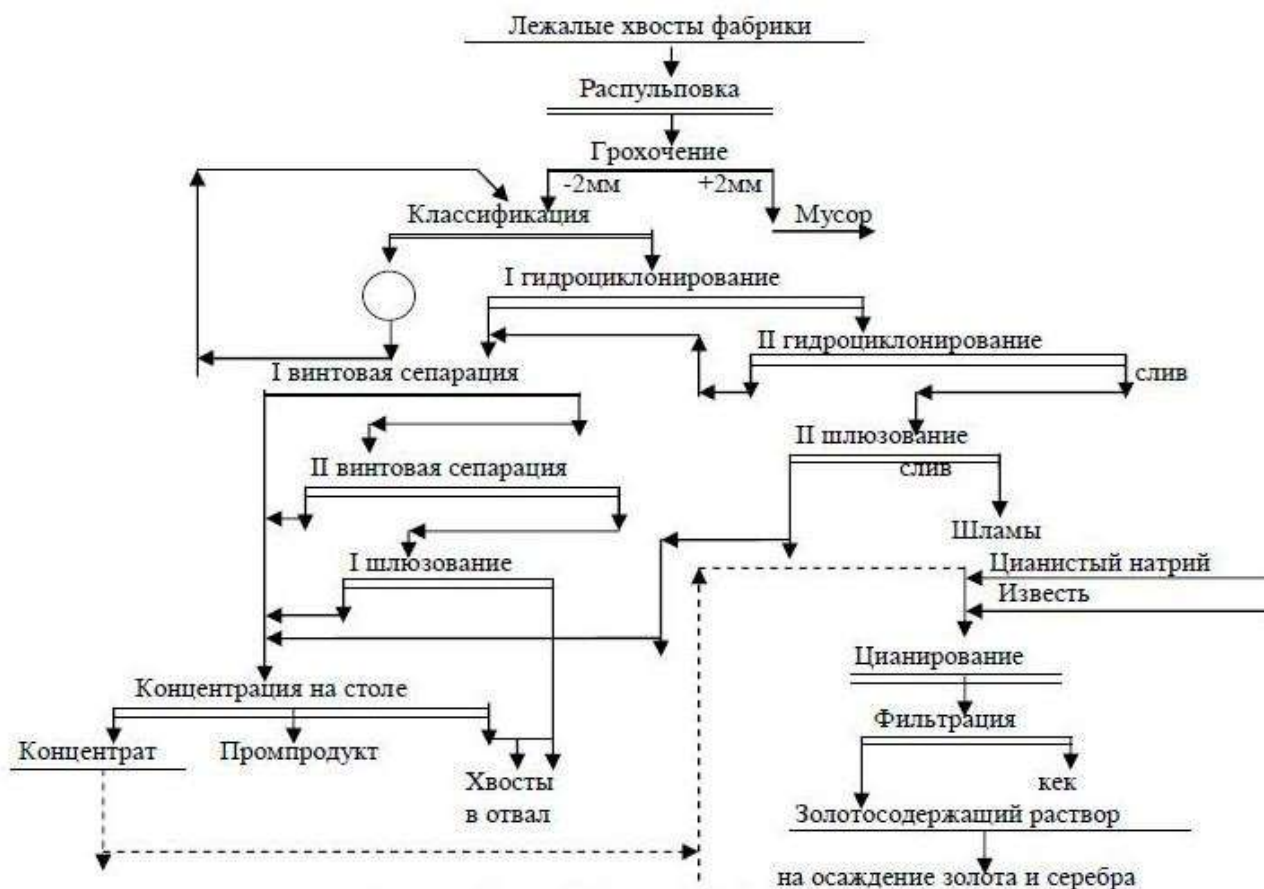


Рис. 1. Рекомендуемая гравитационно-цианистая схема обогащения лежалых хвостов Чадакской ЗИФ

фрамит, церуссит, смитсонит. Содержание фракций менее 0,01 мм в пробах – 2,18 и 11,62% соответственно. Эти фракции представлены в основном глинистыми минералами. Форма основной массы зерен песка осколочно-угловатая с неправильными сложными границами зерен. Часто попадаются чуть рыхловатые агрегаты, сложенные тончайшими чешуйками гематита, сцементированные песчанисто-глинистым цементом.

В связи с тем, что при обогащении «лежалых» хвостов фабрики выход концентратов и содержание в них благородных металлов невелики, для их обогащения выбирались в первую очередь наиболее дешевые методы концентрации золота и соответствующие аппараты [1].

Так, при двукратном гидроциклонировании хвостов можно выделить песковую фракцию, содержащую 0,34-0,39 у.е. золота и 16,6-17,05 у.е. серебра при извлечении в нее 89,21-91,23% золота и 82,56-88,92% серебра. Кроме гидроциклона, для обогащения хвостов использовались винтовой сепаратор, шлюз и концентрационный стол для перечистных операций [2].

Разработанная гравитационная схема показана на рис. 1. По этой схеме с включением операций доизмельчения хвостов до крупности 0,15 мм, двукратного гидроциклонирования доизмельченных хвостов,

двукратной винтовой сепарации зернистой части и шлюзование тонких фракций и хвостов винтовой сепарации с последующей перечисткой на концентрационном столе всех тяжелых фракций и концентратов получены показатели, приведенные в табл. 2.

Химический анализ гравиконоцентрата из пробы № 1 (в %): SiO₂ – 11,86; Fe₂O₃ – 66,2; FeO – 2,18; TiO₂ – 0,45; Al₂O₃ – 4,39; MnO – 0,34; CaO – 6,28; MgO – 1,63; K₂O – 0,36; Na₂O – 0,14; SO₃ – 0,56; S_{сульфидн.} – 3,59; CO₂ – 2,95; P₂O₅ – 0,8; H₂O – 0,04; W₂O₃ – 0,19; Cu – 0,02; Pb – 0,06; Zn – 0,1; As – 0,48; Au – 5,86 у.е.; Ag – 177 у.е.

Химический анализ гравиконоцентрата из пробы № 2 (в %): SiO₂ – 11,61; Fe₂O₃ – 67,83; FeO – 1,68; TiO₂ – 0,55; Al₂O₃ – 5,05; MnO – 0,27; CaO – 6,15; MgO – 0,65; K₂O – 0,26; Na₂O – 0,15; SO₃ – 0,62; S_{сульфидн.} – 2,64; CO₂ – 2,48; P₂O₅ – 0,98; H₂O – 0,05; W₂O₃ – 0,20; Cu – 0,02; Pb – 0,06; Zn – 0,1; As – 0,65; Au – 5,44 у.е.; Ag – 203,7 у.е.

Данные, приведенные в табл. 2, и результаты химических анализов свидетельствуют, что при гравитационном обогащении «лежалых» хвостов можно выделить концентраты 52,1- 54,4 % золота и 14,7-25,2% серебра. Помимо того, в гравиконоцентраты извлекается железо в количестве 14,7-25,2% при содержании 66,2- 67,83% Fe₂O₃. Железо присутствует в форме гематита 42,8 – 46,3; магнетита 9,4-10,3; гетита

Таблица 2

Результаты гравитационного обогащения «лежалых» хвостов

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание			Извлечение, %		
		Au, y.e.	Ag, y.e.	Fe ₂ O ₃ , %	Au	Ag	Fe ₂ O ₃
Проба №1							
Концентрат	3,2	5,86	177	66,2	52,1	35,8	25,2
Промпродукт	1,8	1,56	30,81	16,2	7,8	3,5	3,5
Хвосты	26,0	0,21	11,96	8,20	15,2	19,7	25,4
Шламы	69,0	0,13	9,38	5,59	24,9	41,0	45,9
Проба №1	100	0,36	15,8	8,4	100	100	100
Проба №2							
Концентрат	3,0	5,44	203,7	67,83	54,4	37,7	14,7
Промпродукт	2,4	1,45	28,7	33,04	11,6	4,3	5,7
Хвосты	27,0	0,12	12,26	11,25	10,8	20,4	22,0
Шламы	67,6	0,10	9,01	11,80	23,2	37,6	57,6
Проба №2	100	0,3	16,2	13,84	100	100	100

6,8-8,4, а также в составе пирита и арсенопирита.

Кроме гравитационных методов, использовалась флотация. За основу принята классическая схема флотации золотосодержащих руд, включающая доизмельчение зернистой фракции исходных хвостов, основную и контрольную операции флотации хвостов. Перечистные операции не проводились, чтобы снизить потери золота до минимума.

Оптимальный режим флотации «лежалых» хвостов:

- крупность доизмельчения - 85% класса – 0,074 mm;
- расход реагентов, g/t: сода кальцинированная - 750;
- сернистый натрий - 100; БКК - 120+60; Т-80 - 60+30.

Время основной флотации - 10 мин, контрольной – 7 мин.

В табл. 3 приведены результаты флотации лежалых хвостов по принципу непрерывного процесса.

Как видно из табл. 3, при флотации хвостов с бутиловым ксантогенатом калия (БКК) и Т-80 можно

получить флотоконцентраты, содержащие 4,13-4,43 у.е. золота и 140-156,6 у.е. серебра, при извлечении 71,56-78,56% золота и 50,26-54,25% серебра.

С целью снижения себестоимости переработки хвостов методом флотации проведены опыты с заменой 50% БКК (60+30 g/t) на реагент ПС («кек-отход» серно-кислотного производства) в количестве 200 g/t в основную флотацию (табл. 4)

Как следует из табл.4, при сокращенном относительно оптимального, расходе БКК и использовании реагента ПС, можно получить концентраты, содержащие 4,45-4,66 у.е. золота и 151,0-172,7 у.е. серебра, при извлечении 72,83-80,06% золота и 52,66-56,24% серебра. Извлечение благородных металлов повышается на 1,27-1,5%. От-

Таблица 4

Результаты флотационного обогащения «лежалых» хвостов с местными реагентами

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание			Извлечение, %		
		Au, y.e.	Ag, y.e.	Fe ₂ O ₃ , %	Au	Ag	Fe ₂ O ₃
Проба №1							
Концентрат	5,94	4,45	151,0	11,42	80,06	56,24	8,05
Хвосты	94,06	0,07	7,42	8,20	19,94	43,76	91,95
Проба №1	100	0,33	15,95	8,43	100	100	100
Проба №2							
Концентрат	5,0	4,66	172,7	13,33	72,83	52,66	6,16
Хвосты	95,0	0,09	8,17	10,69	27,17	47,34	93,84
Проба № 2	100	0,32	16,4	10,82	100	100	100

сюда следует вывод о перспективности применения реагента ПС при флотации чадакских хвостов совместно с сокращенным на 50% расходом БКК.

Цианирование «лежалых» хвостов фабрики без их

доизмельчения дает извлечение золота в раствор 62,5-68,41%, серебра 36,4-37,5% при концентрации цианистого натрия 0,05% и времени цианирования 12 h.

После доизмельчения крупно зернистых фракций исходных хвостов до 85% класса – 0,074 mm извлечение золота при тех же значениях параметров повышается до 84,4-

Таблица 3

Результаты флотационного обогащения «лежалых» хвостов с традиционными реагентами

Продукты обогащения	Выход, %	Содержание			Извлечение, %		
		Au, y.e.	Ag, y.e.	Fe ₂ O ₃ , %	Au	Ag	Fe ₂ O ₃
Проба №1							
Концентрат	6,2	4,43	140	10,80	78,56	54,25	7,97
Хвосты	93,8	0,08	7,8	8,24	21,44	45,75	92,03
Проба № 1	100	0,32	16,0	8,4	100	100	100
Проба №2							
Концентрат	5,2	4,13	156,6	11,15	71,56	50,26	5,51
Хвосты	94,8	0,09	8,5	10,48	28,44	49,74	94,49
Проба № 2	100	0,3	16,2	10,52	100	100	100

86,8%, серебра – 62,5-63,6%.

По результатам испытаний рекомендуется гравитационная схема с последующим цианированием концентрата. Из гравииконцентрата после его доизмельчения можно извлечь цианированием до 75,5 – 77,7% золота и 88,5 – 88,6% серебра. После цианирования и окислительного обжига концентрат может представлять интерес в качестве источника сырья для получения железа. Силикатная часть хвостов вполне пригодна для изготовления кирпичей.

Может использоваться в качестве мелкого заполнителя строительных растворов и бетонов, в строительной керамике [3].

Полученные результаты свидетельствуют о перспективности переработки «лежалых» хвостов Чадакской ЗИФ. Можно утверждать, что техногенные месторождения могут и должны использоваться как источник получения дополнительных количеств металлов, хранение которых в неустраиваемом состоянии крайне нерационально.

Список литературы:

1. Зеленов В.И. Методика исследования золотосодержащих руд. Изд. 2., М., Недра, 1978, 302 с.
2. Справочник по обогащению руд. Т. 2, ч. 2, М., Недра, 1974.
3. Шапакидзе В.Н., Жгенти Е.А., Геджадзе И.В. Использование отходов добычи и переработки минерального сырья. Методические рекомендации №16, М., ВИМС, 1981, 29 с.

УДК 669.2.8.3;669.213

© Абдурахмонов С.А., Курбанов Ш.К., Холикулов Д.Б., Ахтамов Ф.Э., Рахмонов И.Ю. 2014 г.

ПОДГОТОВКА СУЛЬФИДНЫХ РУД И КОНЦЕНТРАТОВ К ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОЙ ПЕРЕРАБОТКЕ МЕТОДОМ ТЕРМОПАРООБРАБОТКИ

Абдурахмонов С.А., проф. каф. «Металлургия и химические технологии» АГМФ НГГИ, докт. техн. наук; **Курбанов Ш.К.**, начальник Альмалькского научно-исследовательского отдела O'zGEORANGMETLITI, канд. техн. наук; **Холикулов Д.Б.**, доц. каф. «Металлургия и химические технологии» АГМФ НГГИ, канд. техн. наук; **Ахтамов Ф.Э.**, ст. преп. каф. «Металлургия» ХМФ НГГИ; **Рахмонов И.Ю.**, инженер Альмалькского научно-исследовательского отдела O'zGEORANGMETLITI

Maqolada sulfidli ruda va boyitmalarga qizdirilgan bug' yordamida termik ishlov berish usuli orqali gidrometallurgik qayta ishlashga tayyorlash ustida olib borilgan ilmiy-tadqiqot ishi natijalari bayon etilgan bo'lib, bundan maqsad xom ashyodan kompleks foydalanishga qaratilgan bir qancha qimmatbaho metallarni ajratib olish texnologiyasini yaratish hisoblanadi.

Tayanch iboralar: *issiq bug'li qayta ishlash, flotakonsentrat, kek, yonuvchi slanets, oltingugurt, sianlash, ishqorlash, kuydirish, yonmaydigan qoldiq.*

The preparation questions of sulfide ores and concentrates for hydrometallurgical processing by thermo-steaming method, which is intended to heat treatment with warmed gas of flotation concentrate and cakes with getting good quality cinders for leaching release from sulfur, arsenic and organic substances considered in this article.

Key words: *the thermo-steaming, the flotation concentrate, cake, slate coal, sulfur, cyanidation, leaching, burning, cinder.*

В настоящее время актуальной проблемой является выбор эффективной технологии переработки упорных сульфидных руд и концентратов где важную роль играет подготовка сульфидных материалов к гидрометаллургической переработке.

Нами проведен анализ поведения сульфидных минералов руд и флотоконцентратов Даугузтау и Кокпатас, медно - молибденовых флотоконцентратов, цинковых кеков Алмалькского ГМК и металлоносных горючих сланцев

месторождения Сангрунтау при различных методах переработки.

Основную проблему при извлечении золота из упорных сульфидных руд создает тонкая ассоциация мелкодисперсного золота с сульфидами железа, кроме того руды месторождений Кокпатас и Даугузтау содержат сорбционно-активное углестое вещество (0,3% до 1,0%). Содержание серы во флотоконцентрате после операции флотации достигает 33,0% а содержание углерода 2,0%, что снижает извлечение золота по технологии BIOX.

Таблица 1

Удаление серы и мышьяка из золото-сульфидных концентратов термopарoобpаботкой

Наименование продукта	Содержание компонентов								Степень удаления, %	
	В исходном				В огарке				As	S
	As, %	S, %	Au, g/t	Ag, g/t	As, %	S, %	Au, g/t	Ag, g/t		
Флотоконцентрат	8,12	28,4	17,3	13,0	0,89	2,04	18,6	47,1	89,1	92,8

первой стадии обжига происходит отгонка мышьяка (500-550°С), а на второй стадии (650-700°С) - удаляется сера. Нежелательным явлением в процессе окислительного обжига

[1]. При этом сквозное извлечение золота не превышает 50-55%. Специалистами НГМК разработана комбинированная технология извлечения золота из указанных флотоконцентратов, включающая биокисление - обжиг биомассы – цианирование, которая увеличивает извлечение золота на 5-10%.

Проблеме переработки упорных золотосодержащих руд и концентратов посвящено довольно много работ. Большинство разработчиков предлагают сохранение цианистого процесса, как основного метода извлечения золота.

Приемлемые показатели в данном случае, достигаются благодаря включениям в технологическую схему дополнительных операций или включению специальных приёмов:

- выщелачивание в присутствии ионообменных смол;
- использование операции сверхтонкого помола для вскрытия дисперсного золота перед цианированием кварцевых и некоторых других разновидностей золотых руд и концентратов;
- ведение операции флотационной доводки для доизвлечения углерода из огарков окислительного обжига.

Наиболее радикальным методом вскрытия упорных золотосодержащих сульфидных концентратов до сих пор считался окислительный обжиг, получивший довольно широкое распространение в практике золотодобывающей промышленности. Золото при этом извлекается цианированием огарка. Для получения качественного огарка с минимальным содержанием в нём серы и мышьяка были предложены двухстадийный обжиг в кипящем слое. При этом на

золото-мышьяко-вистых сульфидных концентратов является неполное удаление мышьяка, вследствие образования нелетучего соединения мышьяка-арсената-железа, а также легко вплаиваемые вещества пассирующего частички золота. Кроме того, возможно загрязнение атмосферы токсичными газами и потери золота из-за пылеобразования.

Более перспективным по сравнению с простым окислительным обжигом является окислительно-хлорирующий обжиг и хлоридовозгонка. В процессе окислительного обжига в присутствии хлорагента устраняется возможность появления «термической пассивности» золота вследствие хлорирования металлических примесей и их поверхностных окислительных пленок на золоте.

Недостатком хлорирующего обжига является возможность хлорирования самого золота с потерей его в газовую фазу в виде возгонов. Была исследована возможность вскрытия тонковкрапленного в сульфидах золота в автоклаве. Окисление арсенопирита при повышенной температуре и давлении в присутствии кислорода происходит как в кислой, так и в щелочной среде.

В щелочной среде окисление арсенопирита протекает с полным переходом мышьяка и серы в раствор. В кислой же среде мышьяк сначала переходит в раствор в виде мышьяковой кислоты, а затем осаждается в форме арсената железа.

Следует отметить, что, несмотря на хорошие технологические показатели, вскрытие упорных золотосодержащих концентратов по вышеизложенной схеме связано с использованием сложных и дорогостоящих автоклавов, работающих при высокой температуре и давлении (до 50 атм.).

Таблица 2

Результаты извлечения золота цианированием из исходных материалов и продуктов термopарoобpаботки

Наименование золотосодержащих материалов	Содержание в исходном материале g/t		Прямое цианирование				Термopарoобpаботка – цианирование						Время выщелачивания, h
			Содержание в хвостах цианирования, g/t		Извлечение, %		Содержание в огарке, g/t		Содержание в хвостах цианирования, g/t		Извлечение, %		
	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	Au	Ag	
Флотоконцентрат	17,3	13,0	14,76	11,59	12,17	9,5	21,9	19,5	4,7	4,28	79,3	76,6	8,0
									0,9	0,8	92,4	93,5	
Биокек	17,9	13,9	8,2	6,1	56,6	58,5	22,3	18,4	3,8	4,3	83,8	81,2	8,0
									0,8	0,85	94,3	95,1	

Из-за тех или иных недостатков вышеперечисленные методы не внедрены в производство. В связи с этим были проведены исследования возможности переработки упорных руд и концентратов способом термодорообработки с последующим выщелачиванием огарка.

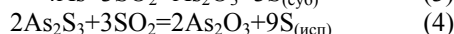
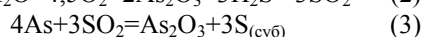
Результаты экспериментов, проведенные для сравнения степени извлечения благородных металлов при цианировании исходных материалов и материалов после термодорообработки показывают высокую эффективность термодорообработки, как метод вскрытия упорных золотосодержащих сульфидных мышьяковистых руд и концентратов.

При этом извлечения золота и серебра, при цианировании продукта термодорообработки составляет более 92%.

В процессе термодорообработки флотоконцентрата арсенопирит, при выше 300⁰C разлагается по реакции:



А соединений металлов взаимодействует с парами воды с участием кислорода и сернистого ангидрида по реакции:



Результаты, проведенные при экспресс лабораторных исследованиях по подготовке к цианированию флотоконцентрата руд Кокпатасского и Даугызтауского месторождений и кеков ВЮХ предусматривающая термической обработки с нагретым паром флотоконцентратов и кеков ВЮХ с получением огарка хорошего качества для цианирования, освобожденного от серы, мышьяка и органических веществ с последующим цианированием приведены в табл. 1 и 2.

А также, были проведены исследования возможности переработки цинковых кеков способом термодорообработки с последующим сернокислотным выщелачиванием огарка. Цинковой кек имеет сложный состав, и содержит более 20 химических элементов, в котором цинк представляется в форме феррита и других нерастворимых соединений. Вместе с цинком в остаток от выщелачивания почти полностью переходят свинец, золото, серебро, а также до 50÷60% Cu и 30% Cd.

Минералогическим анализом установлено, что цинк в кеках содержится в количестве 23%, в том числе в виде – ZnO (0,8%), ZnSO₄ (1,2%), 2ZnO·SiO₂ (3,9%), ZnO·Fe₂O₃ (5,6%), ZnS (11,5%). Железо в кеках содержится в количестве 17,3%, в том числе в виде – FeS (2,5%), FeO (4,3%), Fe₂O₃ (8,7%). Свинец в кеках содержится в количестве 6,43%, в том числе в виде – PbO (4,4%), PbS (1,9%). Медь в кеках содержится в количестве 3,72 % в том числе в виде CuS (1,6%), CuSO₄ (1,9%). Золото и серебро находятся в основном в металлическом виде.

При термодорообработке цинкового кека протекает ряд химических реакций, которые нами подразделены на следующие группы:

1. Окисление серосодержащих минералов: сфалерита, пирита, полусернистой меди, галенита и др.

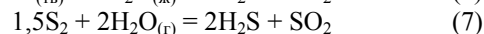
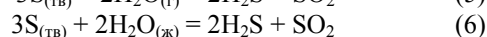
2. Разложение силикатов и ферритов с водяным паром в присутствии кислорода и диоксида серы.

Установлено, что начало возгонки элементарной серы составляет 150-200⁰C, арсенопирит и пирит начинают разлагаться при 450-500⁰C. Полное разложение пирита, арсенопирита и халькопирита завершается при температуре ~700⁰C. При этом в газовую фазу переходят такие летучие оксиды, как диоксид серы (сернистый ангидрид), и другие легколетучие компоненты.

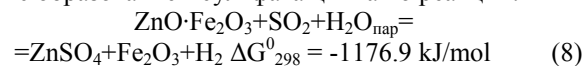
Установлено, что начало возгонки элементарной серы составляет 150-200⁰C, арсенопирит и пирит начинают разлагаться при 450-500⁰C. Полное разложение пирита, арсенопирита и халькопирита завершается при температуре ~700⁰C. При этом в газовую фазу переходят такие летучие оксиды, как диоксид серы (сернистый ангидрид), и другие легколетучие компоненты.

Элементарная сера всегда присутствует в цинковом продукте в свободной или связанной с органическими соединениями формах. Кроме того, она может образоваться при протекании различных реакций, в том числе за счет разложения сфалерита, пирита, халькопирита, арсенопирита и полусернистой меди. В условиях термодорообработки она может находиться в твердом, жидком и парообразном состояниях.

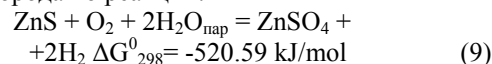
Поэтому химическое взаимодействие между элементарной серой и парами воды можно описать реакциями:



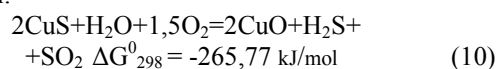
При термодорообработке феррита цинка с водяным паром с участием сернистого ангидрида разлагается с образованием сульфата цинка по реакции:



Сфалерит взаимодействует с парами воды с участием кислорода по реакции:



Сульфиды меди при термодорообработке в присутствии водяного пара и кислорода окисляются по реакции:



Огарок термодорообработки выщелачивали раствором серной кислоты. Применение серной кислоты является технологически и экономически оправданным, так как при этом получают раствор сульфата

Таблица 3

Результаты термодорообработки водяным паром на последующее сернокислотное выщелачивание огарка.
Условия опытов: термодорообработка (скорость подачи водяного пара 15-20 ml/min, $t_{\text{обработки}} = 1 \text{ h}$),
выщелачивание ($C_{\text{H}_2\text{SO}_4} = 100 \text{ g/l}$, $J: T = 5:1$, $t_{\text{выщелачивания}} = 1 \text{ h}$, $t = 60^\circ\text{C}$)

t, °C	Термодорообработка								Выщелачивание															
	Выход огарка, %	Содержание в огарке, %						Извлечение в раствор, %						Выход кека, %	Содержание в кеке, %									
		Zn	Cu	Pb	Fe ²⁺	Fe ³⁺	Au	Ag	Zn	Cu	Pb	Fe ²⁺	Fe ³⁺		Au	Ag	Zn	Cu	Pb	Fe ²⁺	Fe ³⁺	Au	Ag	
-	100	23,3	3,72	6,43	1,12	16,17	0,9	211,5																
400	96	24,1	3,94	6,96	1,02	16,85	0,92	220,6	74,1	56,1	<1	-	12,3	-	10,1	68	9,16	2,53	10,22	1,5	21,72	1,34	291,6	
500	93	24,6	3,96	6,97	1,01	16,94	0,94	220,7	86,8	65,2	<1	-	18,1	-	16,1	66	4,92	2,07	10,5	1,52	21,27	1,42	280,55	
600	92	24,8	3,98	6,99	0,91	17,02	0,96	220,9	88,6	66,64	<1	-	21,1	-	18,4	66	4,27	2,01	10,57	1,34	20,33	1,45	273,1	
700	91	25,0	4,01	7,03	0,77	17,19	0,97	221,1	89,2	67,73	<1	-	22,9	-	19,8	65	4,14	1,99	10,8	1,18	20,38	1,48	272,8	
800	88	25,3	4,03	7,06	0,74	17,36	1,01	221,7	90,2	68,18	<1	-	23,7	-	20,6	65	3,8	1,97	10,84	1,13	20,37	1,54	270,8	

цинка, который можно вводить в основной цикл цинкового завода. Все продукты эксперимента подвергались химическому анализу.

В ходе исследования было изучено влияние температуры термодорообработки на степени извлечения различных металлов в раствор. Опыты проводили в температурном интервале от 400 °C до 800 °C.

Результаты экспериментов приведены в табл. 3.

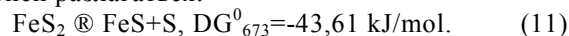
По данным табл. 3 термодорообработка при 600 °C оказывает положительное влияние на степень извлечения цинка в сернокислотный раствор. При температурах выше 600 °C извлечение Zn и Cu из термодорообработанного продукта в раствор увеличивается незначительно. В связи с этим оптимальной для термодорообработки цинкового кека можно считать температуру равную 600 °C.

При изучении влияния продолжительности термодорообработки на степени извлечения металлов в раствор были проведены опыты продолжительностью 0,5; 1; 2; 2,5 и 3 часа. Результаты эксперимента приведены в табл. 4.

Термодорообработка цинкового кека при оптимальном температурном режиме во времени приводит к уменьшению массы навески продукта и росту содержания цинка и других металлов в огарке. На основании полученных результатов и по экономическим соображениям можно утверждать, что оптимальная температура термодорообработки составляет 600°C, а время термодорообработки

- 1 час. Результаты исследования свидетельствуют о возможности эффективной переработки цинковых кеков с последующим сернокислотным выщелачиванием.

Изучено поведение сульфидных минералов входящих в состав металлоносных горючих сланцев при термодорообработке. Так в ходе процесса термодорообработки при 400°C образовывалось значительное количество сероводорода. Причина образования значительного объема сероводорода при таком (400°C) режиме объясняется тем, что по данным спектрального и химического анализов в минеральной части сланца содержатся 2,54 % Fe, 2,92 % S в виде пирита FeS₂, который при 400°C склонен разлагаться:



При температуре выше 150°C, по данным [2] молекулы серы конденсируются на поверхности молекул воды, пары которой в реакционную зону поступают с температурой 100°C. В условиях слабого вакуума эта масса уносится в зону охлаждения. Когда температура паров воды будет ниже 230°C, пары в теплообменнике конденсируются, сера выделяется в отдельную (мелкодисперсную) твердую фазу:



Эта фаза имеет более высокую температуру, чем поступающие из парогенератора пары воды, одна часть паров воды реагирует с серой, образуя сероводород и диоксид серы по реакции, которые

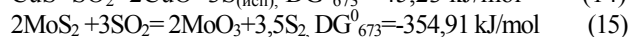
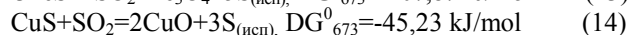
Таблица 4

Влияние продолжительности термодорообработки при 600 °C на выщелачивание огарка сернокислотным раствором
Условия опытов: термодорообработка (скорость подачи водяного пара 15-20 мл/мин),
выщелачивание ($C_{\text{H}_2\text{SO}_4} = 100 \text{ g/l}$, $J: T = 5:1$, $t = 60^\circ\text{C}$)

Продолжительность, час	Термодорообработка								Выщелачивание															
	Выход огарка, %	Содержание в огарке, %						Извлечение в раствор, %						Выход кека, %	Содержание в кеке, %									
		Zn	Cu	Pb	Fe ²⁺	Fe ³⁺	Au	Ag	Zn	Cu	Pb	Fe ²⁺	Fe ³⁺		Au	Ag	Zn	Cu	Pb	Fe ²⁺	Fe ³⁺	Au	Ag	
-	100	23,3	3,72	6,43	1,12	16,17	0,9	211,5																
0,5	96	23,94	3,8	6,72	1,07	16,5	0,92	216,6	55,6	43,8	<1	-	11,8	-	8,1	72	14,82	2,96	9,32	1,48	20,21	1,27	268,3	
1	92	24,62	3,96	6,91	0,91	17,02	0,96	220,5	84,6	66,6	<1	-	21,1	-	18,4	66	4,27	2,01	10,57	1,37	20,33	1,45	273,1	
1,5	91	24,94	4,01	7,03	0,89	17,19	0,97	220,9	90,1	68,5	<1	-	26,2	-	23,8	65	3,79	1,91	10,96	1,38	19,51	1,51	258,8	
2	90	25,05	4,02	7,02	0,78	17,28	0,99	220,9	91,2	69,4	<1	-	27,1	-	25,3	64	3,63	1,92	11,31	1,21	19,76	1,58	257,8	
2,5	88	25,27	4,03	7,04	0,73	17,53	1,01	221,4	92,3	71,2	<1	-	27,8	-	26,8	63	3,88	1,83	11,33	1,18	20,08	1,65	257,2	

адсорбируются на поверхности другой части паров воды и потоком уносятся в зону охлаждения. Таким образом, растворённые (в паровом состоянии) в воде газы взаимореагируют и вновь образуют элементарную серу в субколлоидном состоянии, иначе говоря, при термодорообработке, водяной пар, в конечном итоге, служит массоносителем.

Образующийся SO_2 реагирует с компонентами минеральной части сланца как сульфиды железа, меди, молибдена по реакции:



С молибденитом по реакции:

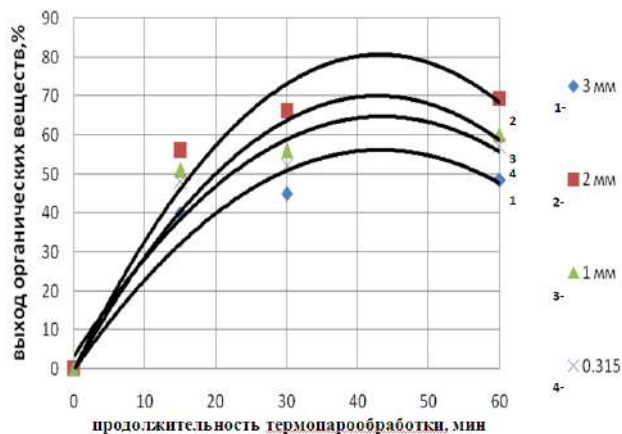
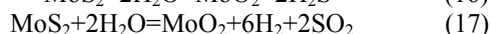
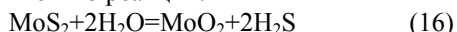


Рис. 1. Влияние продолжительности термодорообработки на выход органических веществ при различной крупности сланца (0,315; 1,0; 2; 3 мм)

Таким образом, при термодорообработке горючих сланцев протекает сложный процесс, этапами которого являются взаимодействие элементарной серы с парами воды и продукты этой реакции – диоксид серы с сульфидными минералами, а продукт реакции сульфидного минерала - элементарная сера вновь вступает в реакцию с парами воды и т.д. Отсюда следует, что для начала реакции необходима элементарная сера в небольших количествах, а далее паробразная сера, образующаяся в результате реакции между диоксидом серы и сульфидами, вновь вступает во взаимодействие с сульфидным минералом.

С учетом изложенного проводились широкие исследования по изучению влияния крупности фракции сланцев, температуры, продолжительности процесса и расхода пара на степень удаления органических веществ из сланцев [3].

Наиболее высокое извлечение органики при равных условиях проведения опытов происходит при крупности размеров частиц сланца -2,0 +1,2 и -1,2 +0,315 мм (рис. 1).

Температура термодорообработки оказывает зна-

чительное влияние на степень удаления органики из сланца. При $250^{\circ}C$ потеря массы 2,9%, на долю летучей части сланца остается 1,1%. По мере увеличения температуры происходит рост степени удаления органики и основное количество его удаляется при $350^{\circ}C$ и далее остается практически без изменения. В начале процесса совместно с парами воды отгоняется белый туман, который в холодильнике конденсируется и образует в конденсате на поверхности почти бесцветный тонкий слой и эмульсию. Затем начинает отгоняться коричневое масло, темнеющее к концу процесса.

Ведение этого процесса при $400^{\circ}C$ и создание разряжения (40-50 мм вод.ст.) в системе интенсифицирует процесс и к концу опыта отгоняется масло темно-коричневое, густое и тяжелое ($\rho=1,000 \text{ g/cm}^3$), оседающее ко дну конденсата. Оказывается, что в принятом режиме термодорообработки удаление основной массы органической части сланца происходит за первые 15-30 мин, а дальнейшее продолжение пародорообработки не имеет практического смысла, ибо она ведет к расходу энергии и паров воды. Со временем резко растет выделение сероводорода, нежели удаление органики из сланца, сокращается расход паров воды и составляет 20 ml/g.

Таким образом, был выявлен оптимальный режим процесса термодорообработки, отвечающий условиям: температура $350^{\circ}C$, продолжительность процесса 0,5 h, крупность частиц -2,0; 0,315 мм, расход пара 20 ml/g.

Многолетние лабораторные опыты низкотемпературного процесса диссоциации сульфидных минералов методом термодорообработки показывают высокоэффективную отгонку серы, мышьяка и органических материалов из различных сульфидных руд и концентратов по сравнению другими методами. Что способствует увеличению извлечения полезных компонентов при дальнейшей гидрометаллургической переработке продуктов термодорообработки.

Список литературы:

1. К.С. Санаккулов, У.А. Эргашев - *Материалы НТК г. Навоий. 2012. стр. 89-92.*
2. Абдурахмонов С.А. *О механизме взаимодействия сульфидов с парами воды. Материалы научно-теоретической и технической конференции Истиклол-5. Навоий, май 1997, часть 1. – С.51-52.*
3. Раимжанов Б.Р., Абдурахмонов С.А., Аскарлов М.А., Курбанов Ш.К., Холикулов Д.Б. *Получение флотарегента при переработке горючих сланцев Кызылкумов. Горный журнал. – М.: 2003. -№ -С. 69-70.*

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ РЕАГЕНТОВ-РЕГУЛЯТОРОВ НА ФЛОТООКТИВНОСТЬ ЧИСТЫХ МИНЕРАЛОВ

Мишарева М. Е., ст. преподаватель кафедры «Горное дело» ТашГТУ

Maqolada muhit pH ini flotatsiya jarayoniga ta'siri sul'fidli rudalarda oltin saqlovchi asosiy minerallar hisoblanuvchi: xalkopirit, arsenopirit va pirit monominerallari misolida o'rganish natijalari keltirilgan. Shuningdek monominerallarning ajralishini reagentlar konsentratsiyasiga bog'liqligi ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: oltin tarkibli va mis rudalarini flotatsiya usulida boyitish, flotatsiya reagentlari turlari: yig'uvchilar, ko'pik hosil qiluvchilar, bostiruvchilar, muhitni faollashtiruvchi va boshqaruvchilar, ko'p miqdordagi qimmatbaho flotoreagentlardan foydalanish, tarqalish va cho'kindi hosil qilish jarayonlarini boshqarish.

In article data about influence pH on flotation process on an example of monominerals are cited environments: halkopirit, arsenopirit and pirit which are the basic carriers of gold in sulphidic ores, and also it is shown depending extraction of monominerals from concentration of reagents.

Key words: flotation, auriferous and copper ores, range of flotation agents: collectors, foaming agents, depressing agents, activating agents and medium regulators, use of expensive flotation agents in large quantities, adjustment of despersion processes and slurry coagulation

Республика Узбекистан является одной из крупнейших горнодобывающих стран мира. Важнейшими из полезных ископаемых, добываемых на территории Узбекистана являются золото, уран, медь, молибден, природный газ, вольфрам, калийные соли, фосфориты, полиметаллические руды.

Реализация программы локализации производства на местном сырье и задачи поисков источников импортируемых видов продукции являются актуальными в числе многих других отраслей и для действующих горнодобывающих предприятий.

Основными производителями золота в Узбекистане являются ГП «НГМК» и ОАО «АГМК». В состав Алмалыкского горно-металлургического комбината (АГМК) входят предприятия, на которых флотировались золотосодержащие и медные руды: Ангренская золотоизвлекательная фабрика (ЗИФ) и Алмалыкская меднообогатительная фабрика (МОФ и МОФ-2), где в больших количествах используются дорогостоящие флотореагенты, ввозимые из-за рубежа. Замена их на продукты местного производства позволит сократить валютные затраты на импорт и рационально использовать местное сырье, в том числе отходы производства.

Флотационное обогащение в настоящее время занимает ведущее место среди методов обогащения твердых полезных ископаемых. Ежегодно в Узбекистане и за рубежом этим методом перерабатывают миллионы тонн руд цветных и благородных металлов. Поскольку флотация для большинства видов сырья остается основным методом обогащения, поиск более дешевых и эффективных флотационных реагентов является генеральной линией развития технологии переработки руд [1].

Флотация представляет собой метод обогащения, основанный на различии физико-химических свойств поверхности минералов, выражающемся в различной способности минералов смачиваться водой. Находясь в тонкоизмельченном состоянии в водной среде, частицы одних минералов не смачиваются водой, а прилипают к содержащимся в воде пузырькам и всплывают на поверхность, в то время как частицы других минералов смачиваются водой и тонут в ней или находятся во взвешенном состоянии. Флотационную способность минералов, т.е. степень смачиваемости минералов водой, можно изменять искусственно, обрабатывая их поверхность флотационными реагентами.

Флотационными реагентами называют химические вещества, которые вводятся в пульпу с целью регулирования и управления флотационным процессом. Они создают условия для избирательной флотации, минералов, т.е. отделения полезных минералов от минералов пустой породы и друг от друга, а также обеспечивают насыщение пульпы прочными воздушными пузырьками, которые поднимают на поверхность флотируемые минеральные частицы. Ассортимент флотационных реагентов, применяемых в настоящее время для флотации полезных ископаемых, весьма разнообразен. Среди них встречаются органические и неорганические вещества, естественные продукты и синтетические соединения, хорошо растворимые и практически не растворимые в воде [2].

В зависимости от назначения флотационные реагенты условно делятся на пять групп: собиратели, пенообразователи, подавители, активаторы и регуляторы среды. Условность такой классификации заключается в том, что один и тот же флотационный реа-

гент может быть одновременно собирателем и пенообразователем; для одних минералов он является собирателем, а для других – подавителем.

Регуляторы среды применяются при флотации для регулирования рН пульпы, удаления из пульпы ионов, мешающих закреплению собирателя, и регулирования процессов диспергации и коагуляции шламов.

Кислотные и щелочные свойства среды характеризуются величиной водородного показателя рН, который равен значению логарифма рации водородных ионов, взятому с обратным знаком:

$$pH = -\lg [H]$$

Для нейтральных сред:

$$[H] = [OH] = 10^{-7}$$

$$pH = -\lg [H] = -\lg 10^{-7} = 7$$

Для кислых сред $pH < 7$, а для щелочных $pH > 7$. Активность действия собирателей, подавителей и активаторов в значительной мере зависит от рН пульпы. Поэтому поддержание оптимальной щелочности пульпы имеет большое значение при флотации полезных минералов. Сущность влияния водородных ионов на флотацию заключается в том, что, изменяя рН среды, можно регулировать диссоциацию реагентов, т.е. изменять их свойства и растворимость. Это относится не только к большинству собирателей, но и к регуляторам, регулируя рН среды, можно поддерживать необходимую концентрацию различных форм собирателей и регуляторов и тем самым регулировать процесс. Например, депрессирующее действие цианидов зависит от величины рН (концентрация цианида в пульпе может быть меньше при большем значении рН). От рН среды зависит степень диссоциации сернистого натрия и в зависимости от рН в растворе будет одна из трех его форм – H_2S , HS^- или S^{2-} . Таким образом, регулируя рН среды, можно поддерживать необходимую концентрацию различных форм собирателей и регуляторов и тем самым регулировать процесс флотации.

На практике для регулирования рН пульпы применяют щелочи и кислоты, а также соединения изменяющие концентрацию водородных ионов вследствие гидролиза. Для создания щелочной среды используют известь в виде известкового молока $Ca(OH)_2$ и реже едкий натр. Известь применяют при флотации сульфидов для депрессии пирита [2].

Нами проводились опыты по изучению воздействия рН пульпы на примере чистых минералов, так как главными минералами – концентраторами золота являются пирит, халькопирит и арсенопирит, воздействие рН среды изучалось именно на этих минералах. Опыты проводились по следующей технологии: отобранные чистые образцы минералов измельчали в фарфоровой мельнице до крупности – 0,25 и – 0,1 мм. Зернистый материал промывали и высушивали

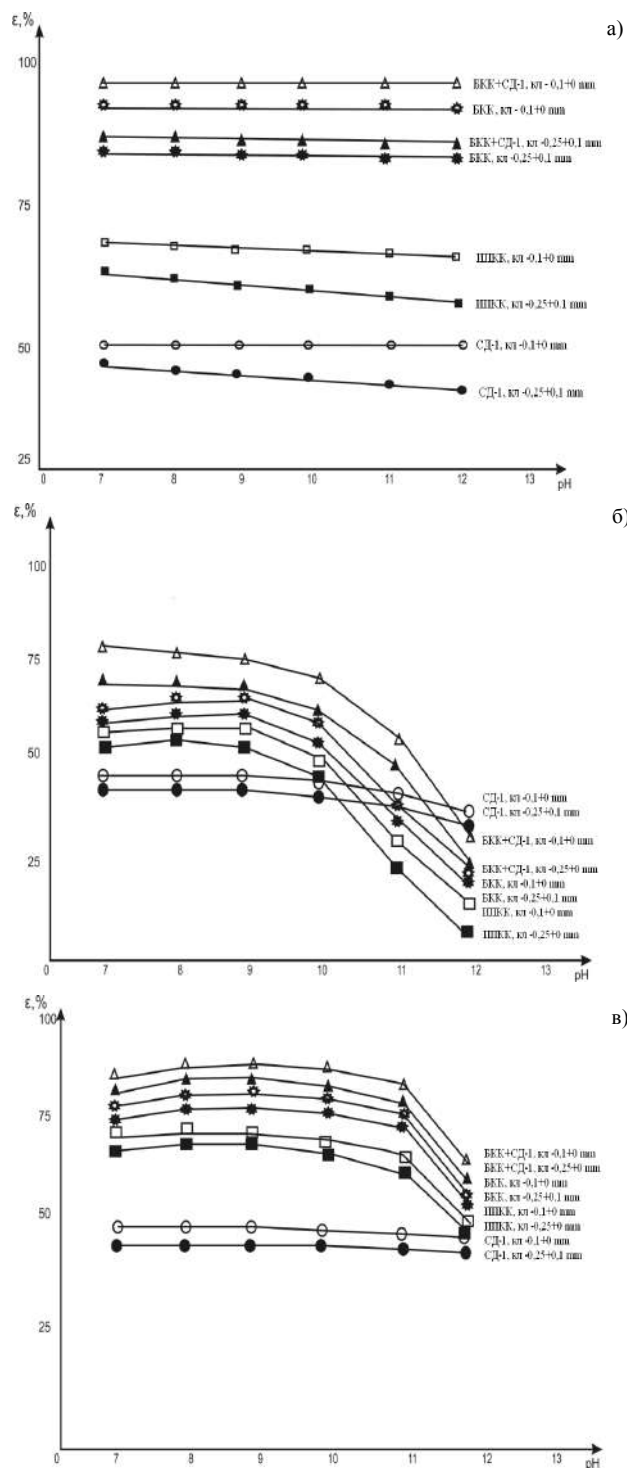


Рис. 1. Влияние рН на флотуемость: а) халькопирита; б) пирита, в) арсенопирита

на воздухе. Высушенный материал просеивали через сита с отверстиями 0,25 и 0,1 мм с получением фракций – 0,2 + 0,1 и – 0,1 + 0 мм. В связи с тем, что сульфидные минералы окисляются с поверхности очень быстро, при подготовке пирита и арсенопирита после обесшламливания и просева на классы, каждый ис-

следуемый класс в течение примерно 7 h обрабатывали соляной кислотой (1:1), затем пирит и арсенопирит промывали дистиллированной водой, сушили и хранили в эксикаторах. Перед каждым опытом навески минералов обрабатывали концентрированной соляной кислотой и промывали затем дистиллированной водой.

На поверхности халькопирита, кроме оксидов, могут быть пленки халькозина и ковеллина. Для удаления последних навески халькопирита определенной крупности перед опытом, в течение 2 h обрабатывали 4% - ным раствором NaCl при Ж:Т=20:1. затем раствор сливали и порошок промывали сначала подщелоченной содой водой, затем просто водопроводной и, наконец дистиллированной водой. Для флотации использовались навески 25 g мономинерала. Во флотационных опытах варьировались расходы кальцинированной соды, бутилового ксантогената (БКК), изопропилового ксантогената калия (ИПКК), вспенивателя Т-80, а также реагентов-активаторов. Кон-

троль процесса флотации осуществлялся по выходу мономинералов в пенный продукт.

На рис. 1 показаны графики зависимости флотиремости сульфидов от щелочности среды, создаваемой известью [3]. На флотиремость халькопирита повышение рН пульпы вплоть до 11,8 практически не влияет, в то время как извлечение пирита резко снижается при рН = 10,5, а арсенопирита – при рН = 11,0.

Таким образом, проведенные исследования показали, что при флотации подготовленных минералов наиболее эффективно флотируется с БКК халькопирит, затем в порядке уменьшения выхода арсенопирит и пирит. В сравнении с БКК реагент СД-1 дает более низкие значения извлечения минералов.

Однако, при сокращении загрузки ксантогената на 50% и подачи смеси реагентов в соотношении БКК:СД-1 = 10:1, а также поддержания требуемого значения рН среды практически сокращается разница в извлечении минералов и их выход достигает максимума.

Список литературы:

1. Абрамов А.А. Технология переработки и обогащения руд цветных металлов. Мостква, изд-во МГГУ, 2005. – 17 с.
2. Авдохин В.М. Основы обогащения полезных ископаемых. т.1. Обогащительные процессы. – Мостква, изд-во МГГУ, 2006. – 299 с.
3. Попов Е.Л., Якубжанова М.Е. Исследования механизма взаимодействия бутилового ксантогената калия и СД-1 с минералами при флотации // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2011. – № 46. – 104-108 с.

УДК 631.85:661

© Султонов Б.Э., Намазов Ш.С., Закиров Б.С. 2014 г.

ХИМИЧЕСКОЕ ДООБОГАЩЕНИЕ МЫТОГО ОБОЖЖЕННОГО КОНЦЕНТРАТА

Султонов Б.Э., старший научный сотрудник-соискатель ИОНХ АН РУз, канд. техн. наук; Намазов Ш.С., зав. лабораторией фосфорных удобрений ИОНХ АН РУз, докт. техн. наук, профессор; Закиров Б.С., директор ИОНХ АН РУз., докт. хим. наук

Maqolada kuydirib yuvilgan fosfokoncentrat sifatini oshirish bo'yicha tadqiqot izlanish natijalari keltirilgan. Kuydirib yuvilgan fosfokoncentrat tarkibida erkin xoldagi SaO chiqarib tashlash uchun quyidagi boyitish sxemalari qo'llanilgan: dekantatsiyali suvli yuvish va kuydirib yuvilgan flotokoncentratni azot kislotasi erdamida boyitish.

Tayanch iboralar: laboratoriya tadqiqoti, kuydirib yuvilgan flotokoncentrat sifatini oshirish, erkin xoldagi SaO ajratish, suvli yuvish, azot kislotali ta'sir, fosfortarkibli mineral ug'it ishlab chiqarish, yuqori koncentratsiyali fosfor ug'itlar ishlab chiqarish.

The laboratory results by improving of the quality of washed roasted phospho-concentrate are showed in the article. For the extraction of free Cao from washed roasted phospho-concentrate are used such enrichment schemes as water attritioning with decantation and nitric-acid interreacting with washed roasted phospho-concentrate.

Keywords: laboratory research, improving of the quality of washed roasted phospho-concentrate, extraction of free Cao, water attritioning, nitric-acid interreacting, phosphate fertilizers production, a highly concentrated phosphate fertilizers preparation.

Известно, что производство фосфорсодержащих удобрений лимитируется сырьевым обеспечением. Для бесперебойной работы предприятий, производя-

щих фосфорные удобрения, прежде всего, нужно качественное фосфатное сырье. Основной фосфатной базой наших заводов, производящих фосфорсодержа-

шие удобрения являются месторождения бедных фосфоритов Центральных Кызылкумов. Усредненная проба Джерой-Сардаринского фосфорита содержит (вес. %): 16,2 P₂O₅; 46,2 CaO; CaO:P₂O₅ = 2,85; 17,7 CO₂; 0,6 MgO; 2,9 (R₂O₃); 1,5 (R₂O); 2,65 SO₃; 1,94 F; 0,1 Cl; 7,8 нерастворимого остатка. Это фосфатное сырьё непригодно для серно- и азотнокислотной экстракции с получением высококонцентрированных фосфорных удобрений, причиной которого являются низкая концентрация в нем P₂O₅, высокое содержание карбонатов и большое значение кальциевого модуля. В фосфатном сырье рекомендуемое значение кальциевого модуля считается 1,6. Чем выше CaO:P₂O₅ в фосфатном сырье, тем больше требуется кислотного реагента для его сернокислотной экстракции. Для переработки данного фосфатного сырья в высококонцентрированные фосфорные удобрения необходимо его обогащение.

При высоком содержании карбонатов в фосфатном сырье приемлемым методом обогащения считается термический, который и был осуществлен на Кызылкумском фосфоритовом комбинате. Эта схема обогащения кроме удаления карбонатов предусматривает и промывку сырья от хлора [1-2]. С начала 2007 г. комбинат ежегодно производит 400 тыс. т мытого обожженного фосфоконцентрата (МОФ) с содержанием 27-28% P₂O₅. Известно что, при сортировке фосфоритовой руды и её классификации образуется большое количество отходов - минерализованная масса и шламовый фосфорит, которые пока не используются в производстве минеральных удобрений. Мытый, обожженный фосфоконцентрат (МОФ) перерабатывается в высококонцентрированные фосфорные удобрения. ОАО «Аммофос-Максам» из этого фосфоконцентрата производит аммофос (10% N и 46% P₂O₅) и супрефос (12% N и 24% P₂O₅). Однако вышеприведенный его объем не покрывает потенциальную мощность ОАО «Аммофос-Максам».

Для того чтобы увеличить поставку качественного фосфоконцентрата необходимо наращивать мощность Кызылкумского фосфоритового комбината, как по объему добываемой руды, так и по производству мытого обожженного фосфоконцентрата (МОФ). Предусматривается, что комбинат до конца 2014 г. выйдет на новую мощность, и будет обеспечивать поставку на предприятия по производству фосфорных удобрений мытого обожженного фосфоритного концентрата с содержанием P₂O₅ не менее 26% и хлора не более 0,04% в объеме 716 тыс. т в год.

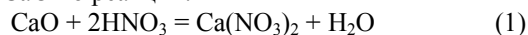
Основными недостатками метода являются большие теплоэнергетические затраты и многостадийность процесса обогащения. Кроме этого не предусмотрено удаление из обожженного фосфоконцентрата свободного CaO, образовавшегося после разложения карбоната кальция и удаления CO₂. Поэтому кальциевый модуль (2,0-2,1) в мытом обожженном фосфоконцентрате остается очень высоким. Он на 30% превышает кальциевый модуль рядовой фосфо-

ритовой муки Каратау. Естественно, и количество выбрасываемого в отвал фосфогипса будет также на 30% больше при переработке Кызылкумского фосфоконцентрата по сравнению с переработкой фосмуки Каратау. Кроме того при промывке фосфорита от хлора потеря P₂O₅ составляет до 15-25%.

Исходя из этого, проводили лабораторные исследования по улучшению качества мытого обожженного фосфоконцентрата (МОФ). Лабораторные исследования проводили с мытым, обожженным фосфоконцентратом состава, (вес.%): P₂O₅ -26,97, CaO-52,36; CO₂-2,41; 0,04 Cl; CaO:P₂O₅=1,94. Для удаления свободного CaO из мытого обожженного фосфоконцентрата мы выбрали два пути: водная оттирка с декантацией и азотнокислотное взаимодействие с мытым обожженным фосфоконцентратом. При одностадийной водной оттирке соотношение МОФ:H₂O варьировали от 1:2,0 до 1:10,0. В двухстадийной водной оттирке в первой стадии соотношение МОФ:H₂O брали от 1:2,0 до 1:5,0. Затем влажный концентрат вторично подвергли водной оттирке при соотношении МОФ:H₂O=1:2,0. Время отстоя во всех случаях составляло 1 мин. Для взаимодействия мытого обожженного фосфоконцентрата брали азотную кислоту 59,23 %-ной концентрации. Массу азотной кислоты для её различных норм, в пересчете на CaO в исходном МОФе определяли по формуле:

$$m_{HNO_3} = \frac{m_{исх.моф} \cdot w(CaO) \cdot 2,25 \cdot N_{HNO_3}}{59,23}$$

где, $m_{исх.моф}$ – масса МОФа, $w(CaO)$ – массовая доля CaO в МОФе, N_{HNO_3} – норма HNO₃ и 59,23 – концентрация HNO₃, 2,25 – соотношение молярных масс HNO₃ и CaO по реакции:



Норму азотной кислоты брали 10, 15, 20, 25 и 30% от стехиометрии на содержание CaO в сырье. Взаимодействие МОФа проводили на лабораторной установке, состоящей из трубчатого стеклянного реактора, снабженной винтовой мешалкой приводимой в движение электромотором. Продолжительность процесса составляет 10-15 мин. Температуру реакционной массы поддерживали на уровне 400С. После разложения полученную нитрокальцийфосфатную пульпу репульпировали 10%-ным раствором нитрата кальция, при весовых соотношениях фосфатное сырье (ФС):раствор Ca(NO₃)₂ равными 1:(2,5 и 3,0) при перемешивании в течение 3-4 мин. Затем кислый нитрокальцийфосфатный раствор нейтрализовали аммиаком до значения pH 3,0, чтобы исключить перехода P₂O₅ в раствор. После чего содержимое разделяли на жидкую и твердую фазы методом фильтрации. При аммонизации кислой нитрокальцийфосфатной пульпы в ней происходит реакция между монофосфатом, нитратом кальция и аммиаком, в результате которого образуется дикальцийфосфат и нитрат аммония. При этом в пульпе протекает реакция:

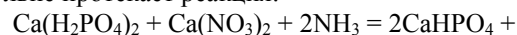


Таблица 1

Химический состав термоконцентратов

№ опытов	Соотношение Т/К:Н ₂ O	P ₂ O ₅ _{общ.} %	СаО _{общ.} %	СО ₂ %	Степень перехода в жидкую фазу, %		СаО: P ₂ O ₅
					СаО	P ₂ O ₅	
Одностадийная водная оттирка							
	1:2,0	29,50	52,01	2,63	13,97	5,27	1,76
2	1:3,0	29,65	51,86	2,66	14,20	4,76	1,75
3	1:4,0	29,81	51,64	2,68	14,53	4,21	1,73
4	1:5,0	29,95	51,24	2,71	15,20	3,77	1,71
5	1:6,0	30,21	51,16	2,73	15,84	3,52	1,69
6	1:7,0	30,39	50,40	2,75	17,39	3,30	1,66
7	1:8,0	30,67	49,95	2,78	18,44	2,89	1,63
8	1:9,0	30,90	49,74	2,80	19,27	2,46	1,61
9	1:10,0	31,07	49,50	2,82	19,62	2,05	1,59
Двухстадийная водная оттирка							
10	1:2,0 и 1:2,0	30,89	49,42	2,66	14,97	4,05	1,60
11	1:3,0 и 1:2,0	31,47	48,78	2,69	15,76	3,59	1,55
12	1:4,0 и 1:2,0	31,96	48,58	2,71	16,83	3,21	1,52
13	1:5,0 и 1:2,0	32,25	48,38	2,74	18,21	3,07	1,50



Полученный влажный фосфатный концентрат промывали водой при соотношении ФС:Н₂O = 1:1,5. Влажные осадки, полученные после декантации и фильтрации высушивали при температуре 100-1050 С. Высушенные образцы фосфоцентратов, и фильтраты проанализировали по общеизвестным методикам [3].

Результаты лабораторных экспериментов приведены в табл. 1, которые показывают, что чем больше берем воду для оттирки, тем лучше качество фосфоцентрата. Например, при соотношении МОФ:Н₂O=1:2 содержание P₂O₅ и СаО равно соответ-

ственно 29,50 и 52,01%. Кальциевый модуль равен 1,76. С увеличением количества воды заметно улучшается качество термоконцентрата. При соотношении МОФ:Н₂O=1:10,0 содержание P₂O₅ и СаО равно соответственно 31,07 и 49,74%. Кальциевый модуль снижается до 1,59. Несмотря на это, при этом расход воды очень большой. Поэтому чтобы уменьшить количество воды, мы попытались провести двойную водную оттирку. Из табличных данных видно, что при двойной водной оттирке заметно увеличивается содержание P₂O₅ в полученных образцах термоконцентратов. Например, при соотношении МОФ:Н₂O=1:2,0 и 1:2,0 содержание P₂O₅ и СаО равно соответственно 30,89 и 49,42%. Кальциевый модуль равен 1,60.

При соотношении МОФ:Н₂O=1:3,0 и 1:2,0 содержание P₂O₅ и СаО равно соответственно 31,47 и 48,78%. Кальциевый модуль равен 1,55. В других соотношениях тоже наблюдается увеличение содержания P₂O₅ и уменьшение СаО в полученных термоконцентратах.

Если сопоставить одностадийную водную оттирку с двухстадийным, то наблюдается такая картина: при соотношении МОФ:Н₂O=1:7,0 в одностадийной водной оттирке содержание P₂O₅ и СаО равно соответственно 30,39 и 50,40%. Кальциевый модуль равен 1,66. При соотношении МОФ:Н₂O=1:5,0 и 1:2,0 в двухстадийной водной оттирке эти показатели равны 32,25, 48,38 и 1,50 соответственно, а расход воды в обоих случаях одинаков. Полученные водные суспензии отправляется в объемный резервуар, где после отстоя осветленная часть возвращается в цикл.

Поэтому целесообразно провести двухстадийную водную оттирку, так как при этом существенно снижается кальциевый модуль продукта и экономится большое количество воды.

При химической обработке мытого обожженного концентрата, качество полученного продукта заметно улучшается и основном зависит от нормы азотной кислоты (табл. 2). Например, при норме HNO₃ 10% и соотношении ФС:10%-ный раствор Са(NO₃)₂ =1:2,5 получается продукт содержанием 31,00 % P₂O₅, 51,86% СаО, 0,57%N и 2,21% СО₂. Кальциевый модуль равен 1,67. Аналогичная картина наблюдается при соотношении ФС:10%-ный раствор Са(NO₃)₂ =1:3,0. Например, при норме HNO₃ 10% и соотношении ФС:10%-ный раствор Са(NO₃)₂ =1:3,0 получается продукт содержанием 31,25 % P₂O₅, 51,64% СаО, 0,48%N и 2,19% СО₂. Кальциевый модуль равен 1,65.

С увеличением нормы кислоты до 30%, содержание P₂O₅ увеличивается до

Таблица 2

Химический состав термоконцентратов

№ опытов	Соотношение Т/К: р-р Са (NO ₃) ₂	P ₂ O ₅ _{общ.} %	СаО _{общ.} %	СаО _{водн.} %	N, %	СО ₂ , %	СаО: P ₂ O ₅
Норма HNO₃ на СаО = 10%							
1	1:2,5	31,00	51,86	1,14	0,57	2,21	1,67
2	1:3,0	31,25	51,64	0,96	0,48	2,19	1,65
Норма HNO₃ на СаО = 15%							
3	1:2,5	31,50	51,34	1,24	0,62	2,18	1,63
4	1:3,0	32,01	50,86	1,04	0,52	2,15	1,59
Норма HNO₃ на СаО = 20%							
5	1:2,5	31,76	49,23	1,38	0,69	2,08	1,55
6	1:3,0	32,30	49,09	1,12	0,56	2,03	1,52
Норма HNO₃ на СаО = 25%							
7	1:2,5	32,29	48,43	1,48	0,74	1,98	1,50
8	1:3,0	32,67	48,02	1,22	0,61	1,93	1,47
Норма HNO₃ на СаО = 30%							
9	1:2,5	32,75	46,50	1,60	0,80	1,89	1,42
10	1:3,0	33,10	46,34	1,32	0,66	1,84	1,40

32,75% и содержание CaO уменьшается до 46,50%. При этом кальциевый модуль уменьшается на 0,25 единиц.

Аналогичная картина наблюдается при соотношении ФС:10%-ный раствор $\text{Ca}(\text{NO}_3)_2 = 1:3,0$. С увеличением нормы кислоты от 10 до 30% содержание P_2O_5 увеличивается от 31,25 до 33,10% и содержание CaO уменьшается от 51,64 до 46,34%. Кальциевый модуль уменьшается на 0,25 единиц.

Следует, также отметить, что при экстракции од-

ной тонны фосфоконцентрата ($\text{CaO}:\text{P}_2\text{O}_5 = 1,55$), полученного такими способами, по сравнению с мытым обожженным фосфоконцентратом ($\text{CaO}:\text{P}_2\text{O}_5 = 1,94$) экономится 28% серной кислоты, настолько же снижается выброс в отвал фосфогипса.

Концентрированный раствор нитрата кальция можно прямо использовать как жидкие удобрения или перерабатывать на твердые удобрения известными способами, а также методом конверсии нитрата кальция в аммиачную селитру.

Список литературы:

1. Исмаилов М.М. Кызылкумский фосфоритовый комплекс Навоийского горно-металлургического комбината // Материалы Респ. научн.-техн. конф. «Актуальные проблемы химической переработки фосфоритов Центральных Кызылкумов», г. Ташкент, 23 ноября 2006. – Ташкент, 2006. – С. 19–22.
2. Цезарь Норберт В. Промышленное удаление хлоридов из фосфатной руды при мокром обогащении в экстремальных условиях пустыни Кызылкум // Горный вестник Узбекистана. – 2008. – №4. – С. 54–58.
3. Винник М.М., Ербанова Л.Н., Зайцев П.М. и др. // Методы анализа фосфатного сырья, фосфорных и комплексных удобрений, кормовых фосфатов. – М.: Химия. – 1975. – 218 с.

УДК 622.015.002.

© Муминов Р.О., Мусурманов Э.Ш. 2014 г.

ИННОВАЦИОННЫЙ ПРИВОД МЕХАНИЗМА ПОВОРОТА ЭКСКАВАТОРА-ДРАГЛАЙНА

Муминов Р.О., ст. преподаватель кафедры «Электротехника, электромеханика и электротехнологии» НГГИ, канд. техн. наук; Мусурманов Э.Ш., ассистент кафедры «Электротехника, электромеханика и электротехнологии» НГГИ

Ushbu maqolada ekskavator-draglaynning ishchi sikli davomiyligini kamaytirish hisobiga uning ish unumdorligini oshirish uchun ekskavator-draglayn burilish mexanizmi uzatishining ikki dvigatelli takomillashgan sxemasi taklif qilingan.

Tayanch iboralar: qazilma xom-ashyolarini qazib olish sanoati, foydali qazilmalarni ochiq usulda qazib olishning shiddat bilan rivojlanishi, ekskavator-draglayn, butkul aylanuvchi kon-qazish mashinasi, transportsiz qazib olish tizimi, kovsh, kovjoy, ish davri, burilish mexanizmi, ekskavator-draglaynning mehnat unumdorligi.

Innovative design of 2-motor swing actuator of dragline excavator enabling to reduce work cycle time and increase productivity of the dragline excavator is proposed in this article.

Key words: mining industry, intensive development of open-cut mining method, dragline excavator, full-cycle winning machine, direct dumping method, scoop, bottomhole, work cycle, swing mechanism, dragline excavator productivity.

Горнодобывающая промышленность Республики Узбекистан характеризуется интенсивным развитием открытого способа разработки полезных ископаемых. Преобладающее значение открытые разработки приобрели при добыче руд черных и цветных металлов, горно-химического сырья, драгоценных минералов и строительных материалов.

В общей технологии открытых горных работ при разработке месторождений, сложенных мягкими породами, одними из основных производственных процессов является вскрышные и перевалочные работы с применением драглайна.

Экскаватор-драглайн [1] (рис. 1) это полноповоротная выемочная горная машина, предназначенная для работы на карьерах и разрезах [2] по бестранспортной системе разработки, при работе на отвалах и на переэккавации горной массы.

Известно, что поворот драглайна с гружёным ковшем и возврат в забой занимает до 70% длительности рабочего цикла. Поэтому, благодаря сокращению продолжительности поворота представляется возможным повысить производительность драглайна.

Для реализации рабочего цикла современные драглайны [1] имеют механизм поворота с индивидуаль-



Рис. 1. Общий вид экскаватора-драглайна

ным приводом, состоящим из двух или более самостоятельных механизмов, работающих на один зубчатый венец.

Для устранения этого недостатка нами предлагается инновационная схема двухдвигательного привода механизма поворота драглайна. Она отличается от базовой тем, что валы электродвигателей редукторов драглайна ЭШ 10/70 производства АО «НКМЗ» связаны с входными валами редукторов посредством трёхзвенных дифференциалов 2К-Н, водила которых замкнуты друг на друга через гидромашину (рис. 2).

Механизм поворота верхнего строения экскаватора, содержащий двигатели и два редуктора кинематические связанные с зубчатым венцом, каждый из которых имеет дополнительную ступень, выполненную в виде планетарной передачи, солнечная шестерня которой связана с одной ступенью редуктора, а эпицикл с другой, при этом, водила планетарных передач связаны между собой. Система отличается тем, что с целью повышения надежности и долговечности работы привода, она снабжена гидромашинной объемного действия и рядом гидроаккумуляторов, установленных в магистрали высокого давления. Каждый последующий гидроаккумулятор имеет зарядное давление выше, чем у предыдущего, при этом корпус гидромашин соединен посредством

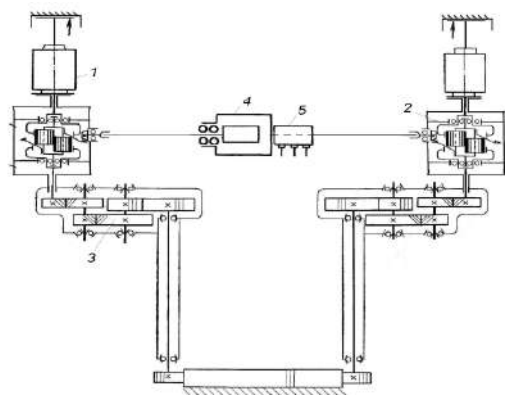


Рис. 2. Кинематическая схема двухдвигательного привода механизма поворота драглайна инновационной конструкции: 1 - электродвигатель постоянного тока; 2 - трёхзвенный дифференциал 2К-Н; 3 - редуктор базовой конструкции привода; 4 - гидромашина; 5 - гидроколлектор

поворотного узла с водилом одного редуктора, а ротор с водилом другого. Гидравлическая схема подключения гидромашин приведены на рис 3. Схема включает гидравлический коллектор – 3 и гидроаппаратуру управления, что позволяет исключить деформационный момент в двухветвевой трансмиссии привода.

Поворотный узел связывает корпус гидромашин – 1 с магистралями высокого и низкого давлений – 5 и 6 соответственно, которые соединены между собой через предохранительный клапан – 8. В магистрали высокого давления – 5 перед предохранительным клапаном – 8 установлен гидроаккумулятор – 7. В процессе работы драглайна, крутящие моменты от двигателей через редукционные ступени редукторов передаются на ведомые шестерни которые, обкатываясь по неподвижному

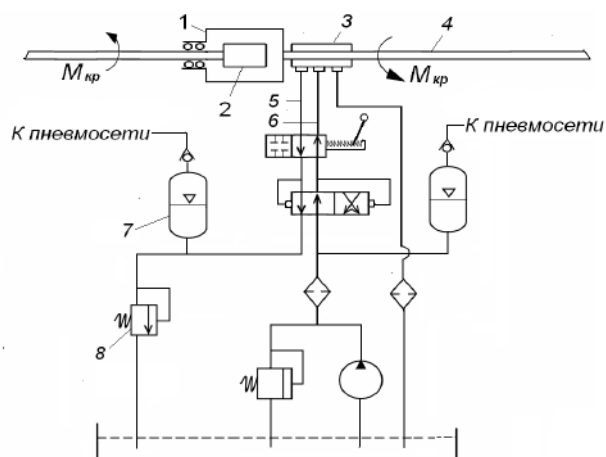


Рис. 3. Гидравлическая схема подключения гидромашин: 1 - гидромашина; 2 - ротор; 3 - гидроколлектор; 4 - полувал; 5 и 6 - магистрали; 7 - гидроаккумулятор; 8 - предохранительный клапан

венцу, приводят во вращение поворотную платформу. Благодаря установке предохранительного клапана – 8 в магистраль высокого давления – 5, ротор – 2 не может вращаться относительно корпуса. Таким образом, водило планетарной передачи редуктора в рабочем режиме через коническую передачу-полувал – 4 и гидромашину – 1, заторможено моментом, передаваемым через аналогичную кинематическую цепь, от водила планетарной передачи редуктора. При увеличении давления в магистрали вследствие увеличения нагрузки гидроаккумулятор – 7 включается в работу.

Применение привода механизма поворота верхнего строения, выполненного по предложенной инновационной схеме, позволяет повысить надежность и долговечность работы привода поворота за счет снижения уровня динамических нагрузок в его элементах.

Такое конструктивное решение двухдвигательного привода поворота драглайна позволит снизить динамическую нагруженность и даст возможность увеличить как скорость поворота драглайна с гружёным ковшом, так и возврат его в забой, т.е. уменьшить его цикл черпания на 5-10%.

Список литературы:

1. Подэрни Р. Ю. Механическое оборудование карьеров: Учебник для вузов. – 6-е изд., перераб. и доп. – М.: Издательство Московского государственного горного университета, 2007. – 680 с.: ил. (ГОРНОЕ МАШИНОСТРОЕНИЕ)
2. Оборудование для механизации производственных процессов на карьерах. Под ред. В. С. Виноградова, М., Недра, 1974. 376 с.

УДК 622.73/74

© Мухитдинов Д.П., Кадыров Ё.Б., Саттаров О.У., Бойбутаев С.Б. 2014 г.

ПРОПОРЦИОНАЛЬНО - ИНТЕГРАЛЬНО - ДИФФЕРЕНЦИРУЮЩИЕ РЕГУЛЯТОРЫ В АВТОМАТИЗИРОВАННЫХ СИСТЕМАХ УПРАВЛЕНИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИМ ПРОЦЕССОМ

Мухитдинов Д.П., профессор кафедры «Автоматизация и управления технологических процессов и производств» ТашГТУ, докт. техн. наук.; Кадыров Ё.Б., ст. науч. сотрудник-соискатель ТашГТУ; Саттаров О.У., ассистент кафедры «Автоматизация и управления технологическими процессами и производствами» НГГИ.; Бойбутаев С.Б., ассистент кафедры «Автоматизация и управления технологическими процессами и производствами» НГГИ

Maqolada texnologik jarayonlarni avtomatlashtirish masalalarini yechish uchun keng tarqalgan proporsional - integral - differensiallovchi - rostlagichlarning qurulish tamoyillari va strukturalari yoritilgan, $r(t)$ sakrash ta'siriga berk tizimning javobi shakliga differensiallash doimiysining ta'siri ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: boshqarish, rostlagich, uzatish funksiyasi, amplituda-chastotaviy xarakteristika, yopiq tizim.

Structures and construction principles of proportional-integral-derivative controllers are reviewed in this article. Such controllers are widely used in the performance of process automation tasks. The impact of derivative action time on the form of closed circuit step response (t) is shown.

Key words: regulation, controller, transfer function, frequency response function, closed circuit.

В современных АСУ ТП пропорционально - интегрально - дифференцирующее регулирование является фундаментальным элементом управления непрерывными процессами. Пропорционально - интегрально - дифференцирующий регулятор измеряет отклонение стабилизируемой величины от заданного значения (так называемой уставки) и генерирует управляющий сигнал, являющийся суммой трёх слагаемых, первое из которых пропорционально этому отклонению, второе пропорционально интегралу отклонения и третье пропорционально производной отклонения. С появлением микропроцессоров и аналого-цифровых преобразователей в промышленных пропорционально - интегрально - дифференцирующих регуляторах используется автоматическая настройка параметров, адаптивные алгоритмы, нейронные сети, генетические алгоритмы и методы нечеткой логики. Усложнились структуры регуляторов: появились регуляторы с двумя степенями свободы, с применением принципов разомкнутого управления в сочетании с обратной связью, со встроенной моделью процесса. Кроме функции регулирования в пропорционально - интегрально - дифференцирующем контроллере введе-

ны функции аварийной сигнализации, контроля разрыва контура регулирования, выхода за границы динамического диапазона и др.

Несмотря на долгую историю развития регуляторов, остаются проблемы в вопросах устранения интегрального насыщения, регулирования объектов с гистерезисом и нелинейностями, автоматической настройки и адаптации. Практические реализации пропорционально - интегрально - дифференцирующих контроллеров не всегда содержат антиалиасные фильтры, чрезмерный шум и внешние возмущения затрудняют настройку параметров. Проблемы усложняются тем, что в современных системах управления динамика часто не известна, регулируемые процессы нельзя считать не зависимыми, измерения сильно зашумлены, нагрузка непостоянна, технологические процессы непрерывны.

Простейшая система автоматического регулирования [1] с обратной связью представлена на рис. 1.

В ней блок R называют регулятором,

P - объектом регулирования, r - управляющим воздействием или уставкой, e - сигналом рассогласования или ошибки, u - выходной величиной регулятора,

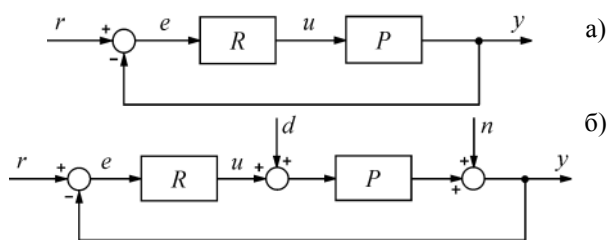


Рис. 1. ПИД - регулятор в системе: а) с обратной связью; б) шумом n и внешними возмущениями d

y -регулируемой величиной.

Если выходная переменная u регулятора R описывается выражением:

$$u(t) = Ke(t) + \frac{1}{T_i} \int_0^t e(t)dt + T_d \frac{de(t)}{dt} \quad (1)$$

где t - время, K, T_i, T_d - пропорциональный коэффициент, постоянное интегрирования и дифференцирования, то такой регулятор называют пропорционально - интегрально – дифференцирующим регулятором.

Используя преобразование Лапласа при нулевых начальных условиях, можно представить в операторной форме:

$$R(s) = K + \frac{1}{T_i s} + T_d s = K \left(1 + \frac{1}{K T_i s} + \frac{T_d}{K} s \right) \quad (2)$$

где s - комплексная частота.

Амплитудно-частотная (АЧХ) и фазочастотная (ФЧХ) характеристики операторной передаточной функции (2) показаны на рис. 2. В области нижних частот амплитудно-частотная и фазочастотная характеристики определяются интегральным членом, в обла-

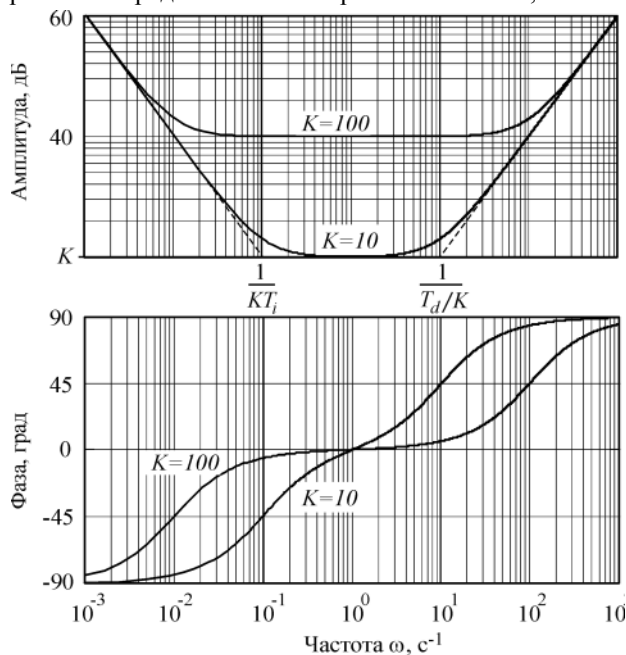


Рис. 2. Амплитудно-частотная характеристика и фазочастотная характеристика пропорционально - интегрально – дифференцирующего регулятора ($T_i = 1$ с, $T_d = 1$ с, $K = 10$ и $K = 100$)

сти средних частот-пропорциональным, в области высоких-дифференциальным. На систему автоматического регулирования [2] могут воздействовать внешние возмущения $d = d(s)$ и шум измерений $n = n(s)$. Внешние возмущения (влияние нагрузки, изменение температуры окружающей среды, ветер, течение воды и т.п.) обычно пространственно распределены по объекту, однако для упрощения анализа их моделируют сосредоточенным источником $d(s)$, приложенным к входу системы. Источник шума $n(s)$ моделирует погрешность измерений выходной переменной y , погрешность датчика, а также помехи, воздействующие на канал передачи сигнала с выхода системы на ее вход.

Вид амплитудно-частотная и фазо-частотная характеристики регулятора определяет точность и запас устойчивости регулятора. С уменьшением интегральной составляющей T_i , как следует из рис. 2, увеличивается модуль коэффициента усиления регулятора на низких частотах (т.е. при приближении к установившемуся режиму) и поэтому снижается погрешность e .

С увеличением дифференциальной составляющей T_d растет усиление на высоких частотах, что приводит к усилению шумов измерений и внешних возмущений. Поэтому дифференциальную составляющую используют только для улучшения формы переходного процесса в системе, а ее практическая реализация обычно содержит фильтр высоких частот.

С ростом пропорционального коэффициента K увеличивается модуль петлевого усиления контура регулирования и точность во всем диапазоне частот, однако падает запас по фазе и усилению, что ухудшает робастность и качество регулирования системы, а при дальнейшем увеличении K возникают периодические колебания (система теряет устойчивость), рис. 3. Влияние шума и помех измерений n также уменьшается с ростом петлевого усиления и пропорционального коэффициента.

На рис. 4 показаны переходные характеристики замкнутой системы с интегральным регулятором (т.е. при $K = 0$, $T_d = 0$) и объектом второго порядка с передаточной функцией:

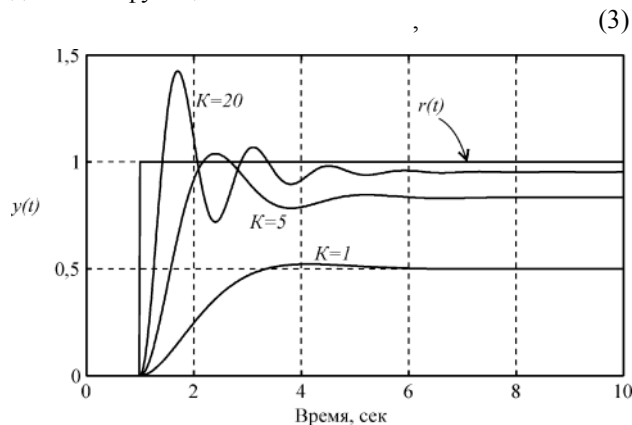


Рис. 3. Изменение переменной y во времени при подаче единичного скачка $r(t)$ на вход системы при разных K и $T_i = \infty$, $T_d = 0$ (пропорциональный регулятор)

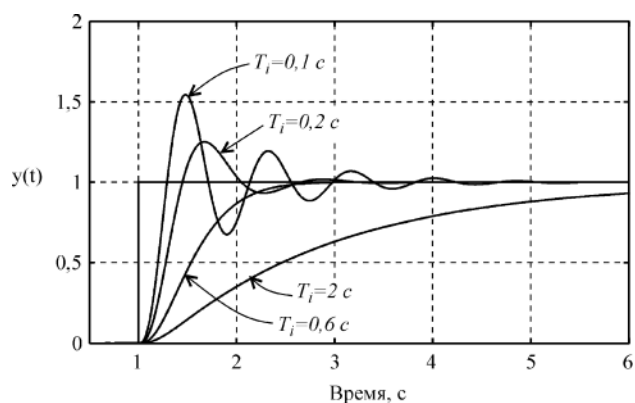


Рис. 4. Реакция на скачок $r(t)$ системы 2-го порядка (3) с Интегральным - регулятором при $T = 0,1$ с и разных T_i

$$P(s) = \frac{1}{(1+sT)^2}$$

где, $T=0,1$ с. При больших постоянных интегрирования T_i переходная характеристика имеет вид, сходный с характеристикой аperiodического звена. С уменьшением T_i растет усиление регулятора и, когда на некоторой частоте петлевое усиление контура с обратной связью приближается KI , в системе появляются колебания (рис. 4, кривая 4).

Амплитудно-частотная характеристика пропорционально - интегрирующего регулятора можно получить из рис. 2, если отбросить правую ветвь амплитудно-частотная характеристика с наклоном $+20$ дБ/дек. При этом сдвиг фаз на частотах выше 1 Гц не превысит уровень 0. Таким образом, пропорционально - интегрирующий регулятор имеет два существенных положительных отличия от интегрального регулятора: во-первых, его усиление на всех частотах не может стать меньше K , следовательно, увеличивается динамическая точность регулирования, во-вторых, по сравнению с интегральным регулятором, он вносит дополнительный сдвиг фаз только в области низких частот, что увеличивает запас устойчивости замкнутой системы. В то же время, как и в интегральном регуляторе, модуль коэффициента передачи регулятора с уменьшением частоты стремится к бесконечности, обеспечивая тем самым нулевую ошибку в установившемся режиме. Отсутствие сдвига фаз на высоких частотах позволяет увеличить скорость нарастания управляемой переменной без снижения запаса устойчивости. Однако это справедливо до тех пор, пока пропорциональный коэффициент K не станет настолько большим, что увеличит усиление контура до единицы на частоте сдвига фаз 180° (ω_{180}).

Переходный процесс в пропорционально интегрирующем регуляторе при разных сочетаниях T_i и K показан на рис. 5 и 6.

При $K=0$ (рис. 5) получаем интегральный регулятор. С ростом пропорционального коэффициента K появляется дополнительная ошибка во время переходного процесса (рис. 3), которая при дальнейшем увеличении K уменьшается, однако при этом снижается запас устойчивости системы, поскольку с ростом

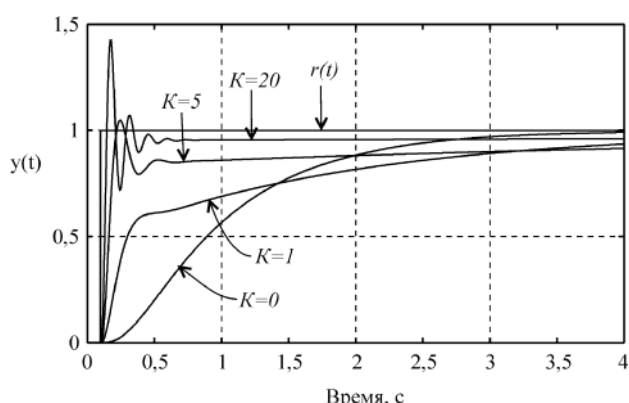


Рис. 5. Реакция замкнутой системы с пропорционально - интегрирующим регулятором на скачок $r(t)$ при $Tt = 1$ с для объекта вида (5) при $T = 0,1$ с

K увеличивается усиление на частоте ω_{180} . Это приводит к появлению затухающих колебаний в начале переходного процесса (рис. 5). Когда величина K становится достаточно большой для компенсации ослабления сигнала в объекте на частоте ω_{180} , в системе появляются незатухающие колебания.

Пропорциональный коэффициент приводит к затягиванию переходного процесса [1] по сравнению с интегральным регулятором при тех же T_i и K (рис. 5). Объясняется это тем, что в пропорционально интегрирующем регуляторе сигнал ошибки $e(t)$, поступающий на вход интегратора, меньше, чем в интегральном регуляторе (он уменьшается благодаря пропорциональному коэффициенту), поэтому сигнал,

компенсирующий ошибку $\int e(t)dt$ нарастает медленнее, чем в интегральном регуляторе. В частотной области этот процесс можно объяснить тем, что с ростом K нуль передаточной функции $1/K T_i$ смещается влево (рис. 2), т.е. расширяется область частот, в которой интегральная составляющая пренебрежимо мала и пропорциональный регулятор вырождается в чистый пропорционально интегрирующий регулятор, которому свойственна ошибка в установившемся режиме.

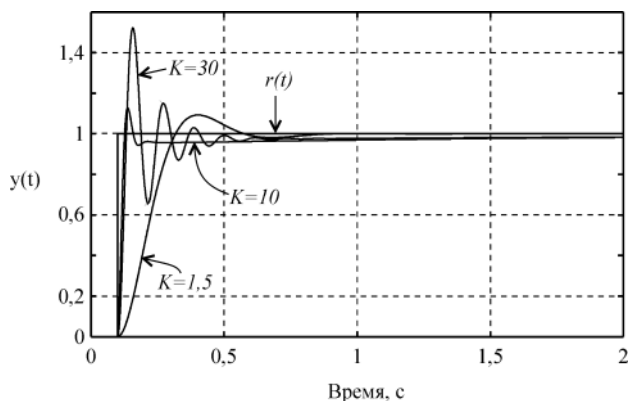


Рис. 6. Реакция замкнутой системы с ПИ регулятором на скачок $r(t)$ при $Tt=0,1$ с для объекта вида (5) при $T=0,1$ с

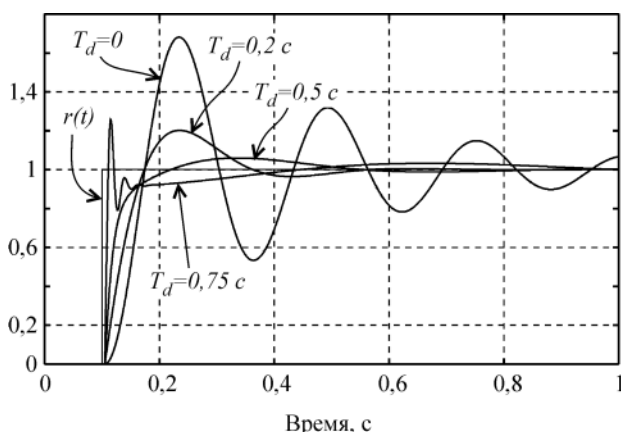


Рис. 7. Реакция замкнутой системы с ПИД регулятором на скачок $r(t)$ при $T_i = 0,015c$, $K = 6$ для объекта вида (5) при $T = 0,1c$

В пропорционально - интегрально - дифференцирующем регуляторе присутствует дифференциальный член, который, как следует из рис. 2, вносит положительный фазовый сдвиг до 90° на частотах выше K/T_d . Это позволяет обеспечить устойчивость или улучшить качество регулирования системы в случаях, когда это невозможно сделать с помощью пропорционально - интегрирующего регулятора.

На рис. 7 показано влияние постоянного диффе-

ренцирования на форму отклика замкнутой системы на скачок $r(t)$. Уменьшение амплитуды колебаний и увеличение коэффициента затухания с ростом постоянной дифференцирования T_d объясняется тем, что благодаря положительному наклону амплитудно-частотная характеристики в области $\omega > K/T_d$ уменьшается сдвиг фаз в контуре регулирования и петлевое усиление.

Дальнейшее увеличение постоянной дифференцирования (т.е. снижение частоты $\omega = K/T_d$) приводит к росту усиления пропорционально - интегрально - дифференцирующего регулятора на высоких частотах, при $\omega > K/T_d$ (рис. 2). Поскольку фазовый сдвиг, связанный с транспортной задержкой, неограниченно увеличивается с ростом частоты, то в системе даже с небольшой транспортной задержкой при увеличении T_d всегда наступает момент, когда петлевое усиление на частоте фазового сдвига 180° превысит единицу. При этом на переходной характеристике замкнутой системы сначала появляются затухающие колебания (рис. 7, кривая $T_d = 0,75c$), затем, при дальнейшем увеличении T_d , система переходит в колебательный режим.

Таким образом, с ростом постоянной дифференцирования запас устойчивости замкнутой системы сначала увеличивается, затем падает.

Список литературы:

1. O' Dwyer A. PID compensation of time delayed processes 1998-2002: a survey. Proceedings of the American Control Conference. Denver, Colorado June 4-6, 2003, p.p 1494- 1499.
2. Денисенко В. В. Заземление в системах промышленной автоматизации и - СТА, № 2, 2006 г., с. 94 - 99.

УДК 661.724.4

© Мухиддинов Б.Ф., Жуманазаров Р.Б., Ваповев Х.М., Умрзаков А.Т., Жураев Ш.Т. 2014 г.

ЖИДКОФАЗНЫЙ СИНТЕЗ ВИНИЛХЛОРИДА ГИДРОХЛОРИРОВАНИЕМ АЦЕТИЛЕНА

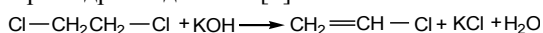
Мухиддинов Б.Ф., проректор по науч. работе НГГИ, докт. хим. наук, проф.; Жуманазаров Р.Б., начальник УИ и ТР ОАО «Новаяйазот»; Ваповев Х.М., доцент кафедры «Химическая технология» НГГИ, канд. хим. наук.; Умрзаков А.Т., стар. науч. сотрудник - соискатель кафедры «Химическая технология» НГГИ; Жураев Ш.Т., магистр НГГИ

Maqolada gidroxlorlangan suyuq fazali atsetilen va vodorod xlorid asosidan vinilxloridni sintez qilish bo'yicha ma'lumotlar keltirilgan. Keltirilgan adabiyotlar tahliliga ko'ra vinilxloridni sintez qilish uchun quyidagi katalitik sistema: CuCl -xlorlangan dimetilformamidagi misning ko'p xlorli eritmasi, NgCl₂ -xlorlangan N-metilpirrolidon-2 dagi simobning xlorli eritmasi, ikki valentli simob (HgCl₂), mis (CuCl) va simobli suleyma (HgCl₂) tuzlari, alyuminiy xloridning xlorid kislotadagi eritmasi (HgCl₂-CuCl-HCl-H₂O va Pt(II)-HCl-C₂H₅OH)ni qo'llash maqbul ekanligi ko'rsatilgan.

Bular orasida CuCl -xlorlangan dimetilformamid, HgCl₂ -xlorlangan N -metilpirrolidon-2, CuCl va alyuminiy xloridni xlorid kislotadagi eritmalardan iborat katalitik sistemalar samarador ekanligi ko'rsatilgan.

Tayanch iboralar: vinilxloridni sintez qilish, atsetilen, vodorod xlorid, CuCl -xlorlangan dimetilformamidagi misning ko'p xlorli eritmasi, NgCl₂ -xlorlangan N-metilpirrolidon-2 dagi simobning xlorli eritmasi, ikki valentli simob (HgCl₂), mis (CuCl) va simobli suleyma (HgCl₂) tuzlari, alyuminiy xloridning xlorid kislotadagi eritmasi (HgCl₂-CuCl-HCl-H₂O va Pt(II)-HCl-C₂H₅OH.

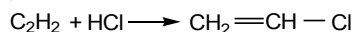
Впервые винилхлорид был получен профессором Гиссенского университета Юстусом Либихом в 30-х гг XIX века действием на дихлорэтан спиртового раствора гидроксида калия [1]:



Ученик Либиха французский химик Анри Виктор Реньо в 1835 г. подтвердил открытие Либиха, впервые опубликовав об этом статью [1].

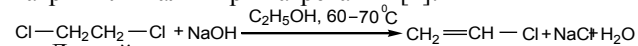
Он же впервые обнаружил, что под действием света вещество превращается в белый порошок. Однако, приоритет изобретения поливинилхлорида Эугеном Бауманном, который в 1872 г. открыл и описал процесс фотополимеризации винилхлорида [2].

В 1912 г. немецкий химик Фриц Клатте получил винилхлорид по реакции ацетилена с хлороводородом:



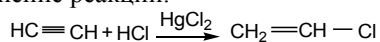
Компания Greisheim Electron, где работал учёный, запатентовала в Германии этот метод и материал, получившийся в результате полимеризации, однако не смогла найти ему практическое применение. Только в 1933 г. после исследований американского учёного Уолдо Симона компанией В.Ф. Goodrich был получен патент [3] и разработано первое промышленное производство винилхлорида [1].

В лабораторных условиях винилхлорид получают дегидрохлорированием 1, 2-дихлорэтана или 1,1-дихлорэтана спиртовым раствором гидроксида натрия или калия при нагревании [4]:

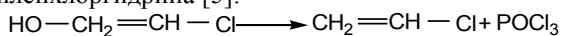


Другой метод пропускание ацетилена через концентрированный раствор соляной кислоты в присутствии хлорида ртути в лабораторной практике используется редко.

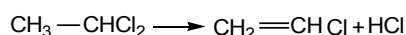
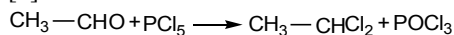
Уравнение реакции:



Ещё одним альтернативным вариантом может служить каталитическая дегидратация этиленхлоргидрина [5]:



Наконец, винилхлорид можно получить при взаимодействии ацетальдегида с пентахлоридом фосфора [6]:



В работе [7] приводятся получение хлористого винила взаимодействием высушенного ацетилена с хлористым водородом с последующим удалением хлористого водорода. Для упрощения процесса осушки ацетилена ведут крепкой 39-ной соляной кислотой при охлаждении, а хлористый водород из полученного продукта удаляют обработкой его разбавленной соляной кислотой при охлаждении до 14 °С, испаряющимся хлористым винилом с последующим возвратом полученной в процессе крепкой соляной кислоты в цикл.

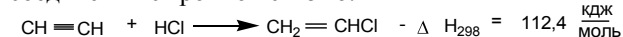
В патентной работе [8] предлагается способ получения хлористого винила из ацетилена и хлористого водорода при температуре 90 °С в присутствии каталитического раствора монохлористой меди в хлоридрате диметилформамида. Выход хлористого винила составляет 99%.

Для повышения производительности процесса предлагается также в качестве каталитического раствора брать хлорную ртуть в хлоридрате N-метилпирролидона-2 в количестве 0,5-2,5 г при температуре 130-190°С.

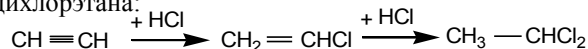
Например, 250 г хлорной ртути растворяют в N-метилпирролидона-2 и доводят объем до 400 см³. Насыщение раствора сухим хлористым водородом производят при температуре 1800°С, после чего подают в реактор ацетилен со скоростью 40 л/т., и хлористый водород 44 л/т, степень превращения ацетилена 95-100%, а выход 99%.

В работе [9] представлено получение винилхлорида гидрохлорированием ацетилена.

Реакция присоединения хлорида водорода к ацетиленовым углеводородам типична для соединений с тройной связью:



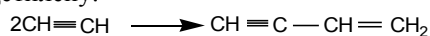
Присоединение HCl к ацетилену протекает последовательно с образованием винилхлорида и 1,1-дихлорэтана:



Поэтому гидрохлорирование ацетилена и его гомологов проводят в присутствии селективных катализаторов, ускоряющих только первую стадию присоединения. Для этой цели оказались эффективными соли двухвалентной ртути и одновалентной меди. Из солей двухвалентной ртути применяли сулему HgCl₂, кроме основной реакции она сильно ускоряет и гидратацию ацетилена с образованием ацетальдегида. По этой причине, а также из-за дезактивирования сулемы в солянокислых растворах ее используют в газофазном процессе при 150-200 °С, применяя более сухие реагенты. При этом побочно образуются ацетальдегид за счет небольшой примеси влаги и 1,1-дихлорэтан, но выход последнего не превышает 1%.

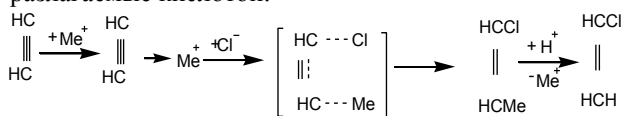
Для жидкофазного гидрохлорирования пригодна соль одновалентной меди, так как она не дезактивируется и мало ускоряет взаимодействие ацетиленовых соединений с водой. Катализатор представляет собой раствор Cu₂Cl₂ в соляной кислоте, содержащий хлорид аммония.

В присутствии Cu₂Cl₂ развивается побочный процесс димеризации ацетилена, приводящий к винилацетилену:



Чтобы подавить эту реакцию, параллельную синтезу хлорпроизводного, необходима высокая концентрация HCl и потому катализатор должен быть растворен в концентрированной соляной кислоте. В

ходе процесса непрерывно «укрепляют» кислоту, подавая хлорид водорода для компенсации его расхода на каталитическое действие солей ртути и меди на реакцию гидрохлорирования объясняют образованием координационных комплексов, в которых ацетилен активируется и взаимодействует с хлоранионами, причем промежуточными являются переходные состояния с металл-углеродной связью или металлорганические соединения быстро разлагаемые кислотой:



В работе [10] приведены теоретические основы процесса получения винилхлорида из ацетилена и хлористого водорода.

Реакция присоединения хлорида водорода к ацетилену типична для соединения с тройной связью. По своей экзотермичности она почти в два раза превосходит реакция гидрохлорирования олефинов.

Реакция гидрохлорирования ацетилена в некоторой степени обратима. Вместе с тем при умеренных температурах равновесие почти полностью смещено вправо.

Следовательно, для получения винилхлорида требуется использовать селективные катализаторы, ускоряющие только первую реакцию. Наиболее приемлемыми для этого оказались Cu, Hg (II) и Cu (I). При использовании сулемы HgCl₂, также сильно ускоряется реакция гидратации ацетилена с получением ацетальдегида (реакция Кучерова). В связи с этим процесс проводят в газовой фазе при температурах 150-200⁰C, используя предварительно осушенные реагенты. При этом образуется небольшое количество ацетальдегида и 1,1-дихлорэтана (~1%). Вместе с тем можно рассмотреть возможность совместного получения ацетальдегида и винилхлорида. В этом случае необходимо проводить процесс в жидкой фазе.

Для жидкофазного гидрохлорирования более пригодна соль Cu (I), так как она слабо дезактивируется и плохо ускоряет взаимодействие ацетилена с водой. Следовательно, этот катализатор непригоден для совместного получения винилхлорида и ацетальдегида.

Для жидкофазного гидрохлорирования также используется каталитическая система, который представляет собой раствор Cu₂Cl₂ и хлорида алюминия в хлоридоводородной кислоте. Однако на этом катализаторе протекает также димеризация ацетилена с образованием винилацетилена.

Для проведения этой реакции необходимо использовать концентрированную HCl. В связи с этим в ходе процесса в катализаторный раствор непрерывно подается HCl компенсации его расхода на гидрохлорирование.

Каталитическое действие указанных катализаторов объясняется образованием координационных комплексов, в которых ацетилен активируется и взаимодействует с хлор-ионами. При этом имеют место переходные состояния с металл-углеродной связью и металлорганические соединения, которые быстро разлагается кислотой.

В работе [11] представлен способ приготовления катализатора для синтеза винилхлорида газовой фазы гидрохлорированием ацетилена. Например, активированный уголь осушенный при 1200 C в количестве 10 г заливают 50 ml 3-%ного раствора гексаметиленамин и перемешивают в течение 3-х часов. Затем промывают дистиллированной водой до нейтральной среды и сушат при 120⁰C. Таким образом, на подготовленный угольный носитель наносят 100 ml 1-% ного раствора сулемы и перемешивают в течение 3-х часов. После этого катализатор фильтруют, промывают 100 ml дистиллированной воде и сушат при 80⁰C в течение 3-х часов.

В работе [12] приводится гидрохлорирование ацетилена в жидкой фазе. Способ заключается в пропускании ацетилена и хлористого водорода при 60⁰C через каталитическую систему раствора хлористой меди CuCl₂ и хлористого аммония в 12-15%-ной соляной кислоте.

Образующийся хлористый винил в смеси с непрореагировавшим ацетиленом, парами воды и хлористым водородом по выходе из реактора поступает в орошаемый водой скруббера для удаления хлористого водорода. Далее парогазовую смесь промывают охлажденным до -10⁰C раствором хлористого кальция для конденсации паров воды. После окончательной осушки газов твердым хлористым кальцием хлористый винил конденсируют, охлаждая его до -20⁰C, и в сепараторе отделяют неконденсированный ацетилен, возвращаемый в систему.

Среди гомогенно-каталитических систем винилхлорида наиболее интересны с практической точки зрения системы на основе комплексов Hg (II), Cu (I) и Pt (II). Весьма подробно изучены ртутные и медные катализаторы [13,14], а также смешанные системы- HgCl₂-CuCl-HCl-H₂O [15]. Сравнение металлокомплексных катализаторов (табл. 1) показывает, что наиболее активными являются системы CuCl-N-метилпирролидон HCl, HgCl₂- CuCl - HCl-H₂O и Pt (II)-HCl-C₂H₅OH, которые могут быть положены в основу новых промышленных процессов синтеза винилхлорида.

N_{макс} – максимальная частота оборотов – максимальная скорость реакции [моль / 1 л катализаторов в час], отнесенная к суммарной концентрации активных компонентов (металлов).

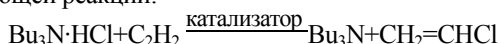
Опыты с дейтерированным ацетиленом (C₂D₂) и системы Pt(II)-CH₃CH₂OH-HCl и с C₂H₂ в системе CH₃CH₂OD-DCl показали, что атомы водорода

Активность гомогенных каталитических систем

Каталитическая система	t, °C	r, г/(л·ч)	N _{макс} ч-1	Библиографический источник
HgCl ₂ - HCl-H ₂ O	80-90	150-250	1,5	[16,17]
HgCl ₂ -NH ₄ Cl- HCl-H ₂ O	80	100-185	1,0	[17].
CuCl- HCl-H ₂ O	80	90-150	0,9	[18].
CuCl-ДМФ- HCl	60	50-70	0,25	А.С. СССР 165445, Б.И. 1967, N6
CuCl-N-метилпирролидон- HCl	60	100-130	0,46	Там же
HgCl ₂ - CuCl- HCl-H ₂ O	90	350-420	1,5-2,0	[15]
Pt (II)-HCl-C ₂ H ₅ OH	30-40	300-400	300	[19]
HgCl ₂ /AY	90-180	1000	50	[20]

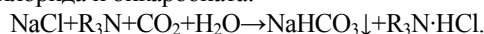
ацетилена не обмениваются с атомами водорода среды в растворах комплексов Pt(II). В обоих случаях происходит транс-присоединение фрагментов молекулы HCl к ацетилену. В этой системе при 30°C (kh/kD=1,5+0,15). Сравнение кинетических изотопных эффектов в различных гомогенных каталитических системах показывает, что kh/kD в растворах комплексов Cu(I), Hg(II) и Pt(II) довольно близки (1,5-2,5). Только в медно-хлоридной системе наблюдается быстрый обмен ацетиленовых водородов на дейтерий с получением полностью дейтерированного винилхлорида. Совокупность результатов, полученных с дейтерированными реагентами в растворах Pt(II) и Hg(II), не противоречит постулирующей образование и протолиз соответствующего транс-β-хлорвинилмерма производного металла. Возможность получения β-хлороалкенильной интермедиата в случае Pt(II) получила [16] подтверждение при изучении реакции Pt(CO)₂Cl₂ и C₂R₂ (R=Pr) в толуоле при комнатной температуре. Образованная цис-β-хлороалкенильная группа реагирует с C₂H₂ и CO, что приводит к димерному комплексу [RC(CI)=CR(CO)PtCl]₂. Высокие порядки по HCl при гидрохлорировании в растворах платинового катализатора могут быть связаны с наличием ассоциатов хлористого водорода в очень концентрированных по HCl спиртовых растворах [17] или с явлениями специфического кислотного катализа, поскольку имеет место степенная зависимость кислотности (h₀) от HCl: h₀=b [HCl]₃.

Обнаружена возможность синтеза винилхлорида по следующей реакции:



В качестве катализатора использовали H [AuCl₄] (t=900C, p=0,185 МПа, 16 h).

Эта реакция позволяет организовать двухстадийный процесс совместного получения винилхлорида и бикарбоната:



Кроме того, становится возможным совмещение процессов дегидрохлорирования (например, хлоралканов или хлоролефинов) с процессом синтеза винилхлорида.

Таким образом, анализируя литературные данные можно сказать, что для синтеза хлористого винила применяются в основном следующие каталитические системы: раствор монохлористой меди в хлоридате диметилформамида, раствор хлорной ртути в хлоридате N-метилпирролидона-2, соли двухвалентной ртути и одновалентной меди, двухвалентной ртути сулемы HgCl₂, раствор CuCl₂-хлорида алюминия в хлоридоводородной кислоте, Hg₂Cl₂-CuCl-HCl-H₂O и Pt(II)-HCl-C₂H₅OH.

Таким образом, среди использованных каталитических систем самые эффективные каталитические системы являются раствор монохлористой меди в хлоридате диметилформамида, хлорной ртути в хлоридате N-метилпирролидона-2 и раствор Cu₂Cl₂ и хлорида алюминия в хлоридоводородной кислоте, которые позволяют получить хлористого винила более 90% выходом.

Список литературы:

1. Cowfer J.A. Part 2. Vinyl Chloride Monomer // PVC Handbook / Wilkes C.E., Summers J.W., Daniels C.A.. — 1 st ed. — Munich: Carl Hanser Verlag, 2005. — P. 19—56.
2. Cowfer J.A. Part 2. Vinyl Chloride Monomer // PVC Handbook / Wilkes C.E., Summers J.W., Daniels C.A.. — 1 st ed. — Munich: Carl Hanser Verlag, 2005. — P. 19—56
3. Unated States Patens 1929453. Synthetic rubber-like composition and method of making same (англ.) (pdf). FreePatentsOnline (Oct. 10, 1933).
4. Production of Vinyl Chloride Monomer (VCM) // Assessment of Mercury Releases from the Russian Federation / Arctic Council Action Plan to Eliminate Pollution of the Arctic (ACAP), Russian Federal Service for Environmental, Technological and Atomic Supervision & Danish Environmental Protection Agency. — Copenhagen: Danish EPA, 2005. — P. 62—64.
5. Нейланд О. Я. Органическая химия: Учеб. для хим. вузов. — М.: Высшая школа, 1990. — С. 240.
6. Turov Y. Y., Parshina G. A. Manufacture of analogous products on acetylene and olefins base in the US (англ.) // Chemistry and Technology of Fuels and Oils. — 1968. — Т. 4. — № 7. — С. 548—551.
7. <http://www.allbest.ru/>
8. <http://patentdb.su/3-641984-sposob-prigotovleniya-katalizatora-dlya-sinteza-v...>
9. Темкин О.Н., Флид Р.М. Каталитические превращения ацетиленовых соединений в растворах комплексов металлов. М.: Наука, 1968. 212 с.

10. Темкин О.Н. Кинетика и механизм каталитических превращений ацетилена в растворах комплексов металлов: Дисс. д-ра хим. наук: 05.343.М.: МИТХТ им. М.В.Ломоносова. 1972. 445 с.
11. Опарина Г.К. Исследование процесса гидрохлорирования ацетилена в смешанных каталитических растворах: Дис. канд. хим. наук: 343.Тула, 1968. 182 с.
12. Винилхлорид // Химическая энциклопедия / Главный редактор И. Л. Кнунянц. — М.: Советская энциклопедия, 1988. — Т. 1. — С. 722—724.
13. Дипольные моменты некоторых веществ. Новый справочник химика и технолога. Общие сведения. Строение вещества. Физические свойства важнейших веществ. Ароматические соединения. Химия фотографических процессов. Номенклатура органических соединений. Техника лабораторных работ. Основы технологии. Интеллектуальная собственность. ChemAnalitica.com (1 апреля 2009 года).
14. Myers, Rusty L.; Myers, Richard L. The 100 most important chemical compounds: a reference guide. — Westport, Conn: Greenwood Press, 2007.
15. Энергии разрыва химических связей. Потенциалы ионизации и сродство к электрону / Отв. ред. В. Н. Кондратьев. — М.: Наука, 1974. — С. 88.
16. Лебедев Н.Н. Химия и технология основного органического и нефтехимического синтеза. М.: Химия, 1981. -608 С.: ил.
17. А.С. 1583406 СССР. Способ получения винилхлорида/ Паздерский Ю.А., Костык Г.П., Трегер Ю.А.-1990.-Б.И. № 29.

УДК 631.316

© Ахметов А.А., Воинов С.Н., Атакулов Х.К. 2014 г.

К ВОПРОСУ УСТРАНЕНИЯ ОБВОЛАКИВАНИЯ РАСТИТЕЛЬНЫХ ОСТАТКОВ НА СТОЙКЕ ПАССИВНЫХ РАБОЧИХ ОРГАНОВ

Ахметов А.А., руководитель проекта СКБ «Трактор», канд. техн. наук, старший научный сотрудник; **Воинов С.Н.**, главный инженер ОАО «ВМКВ-Agromasch»; **Атакулов Х.К.**, директор филиала АЛК «УзСМЛ», канд. техн. наук

Ushbu maqolada bir tomondan o'simlik qoldiqlarining passiv ishchi a'zo tirgagiga ilashishini, ikkinchi tomondan esa tuproq to'dalanishi, binobarin pastki katta namlikdagi tuproqning yer yuzasiga chiqishini bartaraf qiluvchi maxsus qurilmani ishlab chiqish bo'yicha olib borilgan izlanishlarning ayrim natijalari keltirilgan.

Tayanch iboralar: mustahkam tirgak, tishlar, passiv ishchi a'zo, tuproqqa ishlov beruvchi qurol, o'simlik qoldiqlari, rotatsion ishchi a'zo, chizel-kultivator, egiluvchan tirgak.

Results of work on creating special device preventing accumulation of plant residues on the stilts of passive working body on the one hand, and building-up of soil on the other hand are given in this article. Consequently, the lower and more humid soil layers are carried over onto daylight surface.

Key words: hard stilts, blades, passive working body, tillage tool, plant residues, rotary working body, chisel cultivator, flexible stilt.

Одним из основных орудий, производящих рыхление вспаханной почвы при предпосевной обработке почвы являются чизели - культиваторы, которые снабжаются пассивными рабочими органами устанавливаемых на жесткой или на упругой стойке. Причем в последние годы все чаще стали применять пассивные рабочие органы на упругой стойке.

У нас в Республике ОАО «ВМКВ-Agromasch» совместно с УзМЭИ разработали новую конструкцию чизель - культиватора ЧК-4-6, снабженного пассивными рабочими органами на упругих стойках. Данный чизель - культиватор имел возможности настройки как на 4, так и на 6 метровую ширину захваты. У этого чизель - культиватора производительность при 4 метровом варианте находилась почти на одном уровне с чизель - культиватором ЧКУ-4 (около 2,78 га/ч), а при 6 метровом варианте она превышала и составила 3,5 га/ч.

Пассивные рабочие органы этого чизель - культиватора снабжены упругими стойками, и они по сравнению с пассивными рабочими органами на жесткой стойке имеют меньшее тяговое сопротивление и во время работы за счет вибрации стойки в определенной степени самоочищаются от мелких растительных остатков с небольшой длиной. Хотя этот чизель - культиватор имеет высокую производительность, но как показали хозяйственные проверки, и он не застрахован от зависания высокорослых растительных остатков. В результате чего, перед пассивными рабочими органами, из-за скапливающихся во время работы на их стойке растительных остатков, происходит сгуживания почвы, вынося тем самым нижние более влажные слои почвы на дневную поверхность поля. Все это в целом с одной стороны приводит к росту энергозатрат на обработку почвы, а с другой - к потере почвенной влаги.

Проведенный литературно-патентный обзор и анализы конструкций известных пассивных рабочих органов показывают, что многочисленными исследователями разработаны различные конструкции, как самих пассивных рабочих органов, так и специальных устройств очищающих их стойки от растительных остатков. Среди них наиболее близки к решению поставленной задачи технические решения [1-2] применяемые на пассивных рабочих органах. Они за счет отрезания растительных остатков скапливающихся на стойке пассивного рабочего органа предотвращают сгуживание почвы и обволакивание растительных остатков на стойке.

При этом в зависимости от наличия или отсутствия ротационного рабочего органа стойки пассивного рабочего органа очищались от растительных остатков в одном случае самим ротором, а в другом - специальными устройствами, вмонтированными на машине - орудии.

Каждый из этих вариантов очистки стойки от растительных остатков имеет свои преимущества и недостатки. Так если для жестких стоек наиболее приемлем первый вариант очистки стойки, то для пружинящих стоек наиболее подходит второй вариант очистки от растительных остатков.

Для проверки правомерности высказанных суждений в УзМЭИ были разработаны и испытаны оба варианта очистки стоек пассивных рабочих органов от растительных остатков.

В работе [1] подробно описан один из вариантов почвообрабатывающего орудия снабженного рабочим органом с жесткой стойкой, очищающиеся от растительных остатков за счет взаимодействия пассивных рабочих органов с ротационным рабочим органом. В этом орудии во время работы, стойка клиновидного сечения, вдавливая и раздвигая почву, поперечно перемещает ее, вблизи боковой и лобовой поверхности стойки в пласте образуется напряженная зона. Конец Г-образного ножа внедряется в эту зону. За счет этого энергия, израсходованная на создание напряжения в пласте, и его поперечное смещение эффективнее используются для крошения, а также уменьшаются энергозатраты. Как известно, для разрушения предварительно напряженной почвенной среды необходимо затратить меньше энергии, а разрушается она с большей интенсивностью. Растительные остатки, обволакиваемые стойку, отрезаются и отбрасываются ножами ротора.

Перекрытие траектории движения ножей зоны сгуживания почвы перед пассивным рабочим органом и принудительный привод ротора от энергоносителя исключает скопление растительных остатков и крупных комков и глыб перед стойкой тем самым предотвращает сгуживание почвы.

Однако установка их на комбинированных машинах без принудительного привода ротационных рабочих органов не дает желаемого результата. Так как крутящий момент создаваемый ведущим рото-

ром и передаваемый ведомому ротору недостаточен для разгребания почвы, сгуживаемой перед стойками пассивных рабочих органов. Данный вариант очистки стойки от растительных остатков также не дает эффекта при совместном использовании ротационных рабочих органов с пассивными рабочими органами на упругих стойках. Из-за значительного отклонения упругих стоек пассивного рабочего органа во время работы машин - орудия под действием силы реакции почвы от исходного положения, возрастает вероятность удара об них ножей ротора, следовательно, возрастает вероятность поломки машин-орудий. Поэтому для очистки упругих стоек пассивных рабочих органов от растительных остатков используют второй вариант очистки от растительных остатков, т.е. с помощью специальных устройств. Один из таких специальных устройств [2], разработанный в УзМЭИ показан на рис. 1.

Почвообрабатывающее орудие, снабженное устройством для очистки упругих стоек пассивного рабочего органа от растительных остатков, устраняет отмеченные недостатки серийных пассивных рабочих органов.

Это почвообрабатывающее орудие состоит из рамы -1, закрепленной на ней пассивного рабочего органа с упругой стойкой -2, выполненной в виде спирали -3 и рыхлящего рабочего органа -4, двух продольных ножей -5. Продольные ножи -5 смонтированы соосно по бокам упругой стойки -2 при помощи поперечного шарнира -6, размещенного на тыльной стороне упругой стойки -2. Кроме того, продольные ножи -5 соединены с рамой -1 при помощи шарнирного звена -7, размещенного за упругой стойкой -2. Каждый из продольных ножей -5

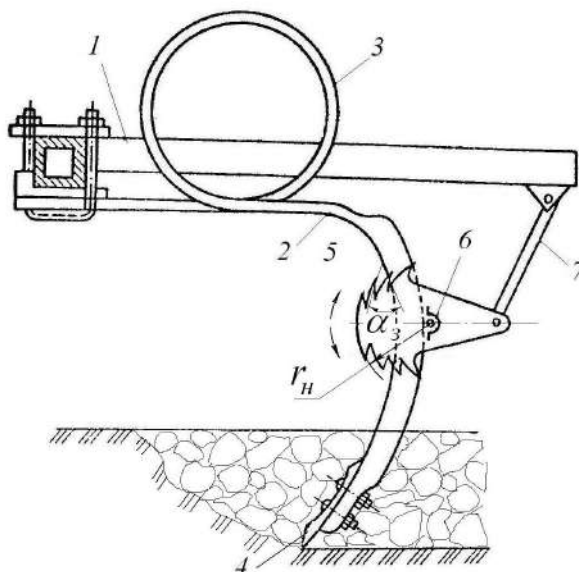


Рис. 1. Почвообрабатывающее орудие, снабженное устройством для очистки упругих стоек от растительных остатков

имеют двусторонние зубчатые режущие кромки и выполнены в виде сектора.

Почвообрабатывающее орудие работает следующим образом.

В процессе работы орудия пассивный рабочий орган под действием силы сопротивления почвы и упругости стойки совершает колебательное движение относительно рамы -1. При этом продольные ножи -5 благодаря кинематической связи посредством шарнира -6 и шарнирного звена -7 с упругой стойкой -2 и рамой -1 совершают также сложное колебательное движение.

Конструкция устройства выполнена так, что любое отклонение носка рыхлящего рабочего органа -4, как в вертикальной, так и в горизонтальной плоскости благодаря шарнирному соединению, как с рамой, так и со стойкой приводит к колебательному движению продольных ножей -5. При этом продольные ножи -5 относительно поперечного шарнира -6 совершают колебательное движение по окружности, описываемой радиусом - r_n , а сами они выполнены зубчатыми. Причем зубья направлены относительно оси симметрии ножа в противоположные стороны и их внутренние находящиеся со стороны шарнира 6

границы расположены относительно лобовой поверхности стойки под острым углом, определяемым из условия скользящего резания:

$$\alpha_{\zeta} < \frac{\pi}{2} - \varphi_p, \quad (1)$$

где, φ_p – угол трения растительных остатков об металл, градус.

В результате растительные остатки, скапливающиеся на стойке, при колебательном движении ножа защемляются между зубьями и стойкой и за счет силы защемления разрезаются на 2-3 части. При этом продольные ножи, расположенные по бокам стойки улучшают очистку рабочего органа от растительных остатков.

Таким образом, наличие двух продольных ножей способствуют срезанию растительных остатков, устранению сгуживанию почвы и тем самым движению стойки в почвенной среде без выноса ее нижних более влажных слоев на дневную поверхность.

Все это в целом предотвращает с одной стороны чрезмерного выноса нижних более влажных слоев почвы на дневную поверхность, а с другой - скапливание растительных остатков на стойке, следовательно, сгуживанию почвы.

Список литературы:

1. А.с. 1545964. Почвообрабатывающее орудие / Байметов Р.И., Хаджи-Мурадов А.О., Ахметов А.А. // Б.И. –1990. -№8.
2. А.с.1653562. Почвообрабатывающее орудие /Ахметов А.А., Насритдинов А.А. // Б.И. –1991. -№21.

УДК 543.27.546.171

© Абдурахманов Э., Муминова Н.И., Яхшиева З.З., Юнусова З. 2014 г.

РАЗРАБОТКА И СОЗДАНИЕ АВТОМАТИЧЕСКИХ ГАЗОАНАЛИЗАТОРОВ ДЛЯ ЭКОАНАЛИТИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА ФТОРИСТОГО ВОДОРОДА

Абдурахманов Э., профессор кафедры «Аналитическая химия» СамГУ; Муминова Н.И., преп. каф. «Химия-экология и методика её преподавания» ДжГПИ, канд. хим. наук.; Яхшиева З.З., ст. преп. ДжГПИ, канд. хим. наук; Юнусова З., доц. каф. «Химия-экология и методика её преподавания» ДжГПИ, канд. хим. наук

Tadqiqotlar natijasida vodorod ftorid gazini aniqlovchi yarim o'tkazuvchi gaz analizatori ishlab chiqarilgan. Ishlab chiqarilgan GA-HF gaz analizatori gazlar tarkibidan vodorod ftoridini miqdorini uzluksiz va avtomatik nazorat qilishga yaroqlidir.

Tayanch iboralar: yarim o'tkazgich gazoanalizator, katalizator, vodorod ftorid, ekoanalitik nazorat.

A highly effective semi-conductive gas analyzer GA-HF for monitoring of hydrogen fluoride is developed. It is quite suitable for continuous automatic control of hydrogen fluoride content in gas environment.

Key words: semi-conductive gas analyzer, catalyst, hydrogen fluoride, electroanalytical control.

Производство минеральных удобрений, алюминия, урана, бериллия, марганца и др. неизбежно сопряжено с загрязнениями воздушной среды фторово-

дородом, предельно допустимая концентрация (ПДК) которого в рабочей зоне составляет 0,05 мг/м³ или 0,06 мг/л.

В связи с этим большую актуальность приобретают исследования, направленные на создание новых высокоэффективных и совершенствование существующих методов и средств определения фтористого водорода в газовых средах.

В настоящее время в анализе горючих компонентов воздуха широкое распространение получают полупроводниковые методы [1-3]. Основным преимуществом подобных методов и созданных на их основе приборов является простота эксплуатации, портативность, значительный ресурс работы, высокая точность и быстрдействие, что позволяет легко автоматизировать технологический процесс и способствовать сбору и накоплению аналитической информации.

С учетом специфики решаемой задачи нами разработан автоматический газоанализатор фтористого водорода на основе базового полупроводникового сенсора. Электропитание прибора осуществляется, либо от сети переменного тока напряжения 220 V, либо от встроенного блока питания постоянного тока напряжением 12 V.

Газоанализатор ГА-НФ состоит из двух блоков, размещенных внутри одного корпуса. В блоке (1) вмонтированы аналого-цифровой преобразователь, стабилизатор напряжения и усилитель сигнала сенсора.

В блок (2) ГА-НФ вмонтированы микрокомпрессор для отбора пробы, газа, камера для установки сенсора и сенсор. На лицевой панели прибора находится цифровое отсчетное устройство. Прибор оснащен сигнализацией тревоги - звуковой сигнал или мигающий свет в случае повышения содержания паров фтористого водорода выше заданного.

Сигнал сенсора поступает на дифференциальный усилитель, который может усиливать сигнал сенсора от 20 до 200 раз.

Далее усиленный сигнал поступает на аналого-цифровой преобразователь (АЦП), работающий по принципу двойного интегрирования. Дешифратор АЦП выдает семисегментный код, который поступает на светодиодные индикаторы. Шкала прибора трехзарядная.

Усиленный сигнал сенсора поступает на сравнивающее устройство (компаратор), которое при достижении содержания углеводородов выше заданного значения допускает генератор, работа которого индуцируется светодиодом. Были проведены испытания анализатора с целью определения основных и дополнительных метрологических характеристик.

Метрологические характеристики анализатора изучали с помощью стандартных газовых смесей фтористого водорода в воздухе. Испытаниям подвергали 3-5 газоанализатор ГА-НФ с диапазоном измерений, соответственно, от 10 до 500 mg/m³.

Во всех случаях условия, порядок, методы проведения и количество испытаний соответствовали ГОСТу 13320-81. Определение диапазона измерений

Таблица 1

Результаты проверки диапазона измерений газоанализатора в интервале концентрации 0-500 mg/m³ (n=5, P=0,95)

Введено фтористого водорода, mg/m ³	Найдено фтористого водорода mg/m ³ .		
	x±Dx	S	Sr
10,7	10,6 ± 0,1	0,16	0,5
22,3	22,3 ± 0,2	0,19	0,7
33,9	33,9 ± 0,4	0,17	0,5
46,4	46,4 ± 0,5	0,16	0,4
57,1	57,1 ± 0,5	0,12	0,6
64,3	64,3 ± 0,7	0,14	0,8
92,8	92,9 ± 1,2	0,11	0,9
118,7	118,7 ± 2,2	0,18	0,5
131,2	131,2 ± 1,1	0,16	1,2
150,0	150,0 ± 0,9	0,13	0,9
175,0	175,0 ± 1,1	0,14	0,8
197,3	197,3 ± 1,2	0,17	0,8
213,4	213,4 ± 2,1	0,10	0,7
223,2	223,2 ± 2,6	0,16	0,7
310,4	308,5 ± 1,9	0,21	0,5
402,2	405,1 ± 3,1	0,10	1,2
497,6	499,8 ± 3,7	0,19	0,4

и основной приведенной погрешности приборов проводились при температуре окружающей среды 20±1⁰C; давление окружающей среды 600-900 mm. рт. ст.; относительная влажность 30-80%.

В качестве газовых смесей (ГС) использовали смесь фтористого водорода в воздухе с концентрацией от 10 до 500 mg/m³. Проверка диапазона измерений, определения основной абсолютной и приведенной погрешностей газоанализатора ГА-НФ в интервале концентрации 10 до 500 mg/m³ проводилась подачей на вход анализатора ГС в определенной последовательности.

Все опыты повторялись не менее пяти раз и их средние результаты представлены в табл. 1 и 2.

Основная абсолютная погрешность газоанализатора (D) в точках проверки определялась по формуле:

$$D = A_1 - A_0 \quad (1)$$

где, A₁ - показания прибора; A₀ - действительное содержание измеряемого компонента в поверочной газовой смеси.

Расчет значения основной приведенной погрешности проводился по формуле:

$$g_{пр} = (A_{ij} - A_{oj}) * 100 / C_k - C_n \quad (2)$$

где, A_{ij} - показания прибора, на содержание измеряемого в j-ГС j-той точки;

A_{oj} - содержание измеряемого компонента в j-той ГС;

C_n - начальный предел измерения концентрации

Таблица 2

Результаты определения основной абсолютной и приведенной погрешностей газоанализатора ГА- HF в интервале концентрации 0–500 mg/m³

Найденное значение Δ mg/m ³ . и Υпр	Содержание HF в смеси, mg/m ³ .					Допуск по ТУ mg/m ³
	0,0	33,9	93,0	175,0	223,2	
Основная абсолютная погрешность, Δ	0,0	1,7	1,0	1,3	2,0	2,5
Основная приведенная погрешность, Υ	0,0	0,3	0,2	0,3	0,4	5,0
Основная абсолютная погрешность, Δ	0,0	1,4	1,2	1,8	1,4	2,5
Основная приведенная погрешность, Υ	0,0	0,3	0,2	0,4	0,3	5,0
Основная абсолютная погрешность, Δ	0,0	0,8	1,2	1,2	1,1	2,5
Основная приведенная погрешность, Υ	0,0	0,2	0,2	0,2	0,2	5,0

определяемого компонента газовых сред, mg/m³;

C_к - конечный предел измерения концентрации определяемого компонента газовых сред, mg/m³.

Вариации (В) показаний газоанализаторов определялись по формуле:

$$B = A_{\max} - A_{\min} \quad (3)$$

где, A_{max} (A_{min})- показание (содержание компонента, определяемое по выходному сигналу) при подходе к точке проверки со стороны больших или меньших содержаний.

Газоанализатор считают выдержавшим испытание, если в каждой из точек поверки соблюдаются неравен-

ство: B < B_г (B_г-допускаемая вариация сигнала). Некоторые из полученных данных по определению вариации приведены в табл. 3.

Вариации показаний газоанализатора ГА- HF, рассчитанные согласно данным табл. 3, не более 5,4 mg/m³ и не превышают 0,5 доли абсолютного значения предела допускаемой основной погрешности на каждом из диапазонов измерения, что свидетельствует о пригодности созданного газоанализатора для мониторинга содержания фтористого водорода.

Таким образом, найденные значения погрешностей и вариации аналитического сигнала не превышают допустимые пределы необходимых параметров, установленных при нормальных условиях работы прибора согласно ГОСТу 13320-81.

Зависимость выходного сигнала анализатора от температуры окружающей среды изучали в интервале температур от 0 до +50 °С.

Таблица 4

Результаты по установлению зависимости сигнала газоанализатора ГА- HF от температуры газовой среды (ГС №3 – 64,3 mg/m³ HF в воздухе; ГС №4 – 92,8 mg/m³ HF в воздухе; ГС № 5 – 150,0 mg/m³ HF в воздухе, n = 5, P = 0.95)

Температура, С	Найдено фтористого водорода, mg/m ³					
	ГС №3		ГС №4		ГС №5	
	x±Δx	Sr·10 ²	x±Δx	Sr·10 ²	x±Δx	Sr·10 ²
+20	62,5±0,4	0,6	95,5±1,4	0,4	145,5±1,3	0,7
0	61,6±0,7	0,5	93,7±0,9	0,7	143,7±0,9	0,6
+10	61,8±0,4	0,7	93,1±0,7	0,9	144,6±0,8	0,4
+25	63,4±0,8	0,6	94,5±1,3	0,3	146,4±1,1	0,5
+30	63,9±0,4	0,5	94,6±0,8	0,4	148,2±0,9	0,6
+40	62,6±0,9	0,6	94,5±1,3	0,7	149,1±1,0	0,4
+50	63,4±0,6	0,7	94,3±0,9	0,5	147,2±0,7	0,6

Таблица 3

Результаты определения вариации выходных сигналов газоанализатора фтористого водорода (ГС №2 – 46,4 mg/m³ HF в воздухе; ГС №4 – 92,8 mg/m³ HF в воздухе; ГС № 6 – 223,2 mg/m³ HF в воздухе, n = 5, P = 0.95)

№- ГА- HF	Найдено фтористого водорода (x±Δx), mg/m ³		Основная абсолютная погрешность, Δ	Значение вариации выходных сигналов ГА- HF, mg/m ³	Допускаемые значения по ТУ mg/m ³
	A _{max}	A _{min}			
ГС №2					
1	47,4± 1,2	44,6± 0,6	1,7	2,7	10
2	47,4± 1,0	44,6± 0,4	1,7	2,7	10
3	48,2± 0,5	45,5± 0,7	0,9	2,7	10
ГС №4					
1	95,5± 1,4	90,2± 1,2	1,6	5,3	10
2	95,5± 0,6	91,1± 1,1	1,7	4,5	10
3	94,6± 0,7	90,2± 0,8	1,6	4,5	10
ГС №6					
1	224,1± 1,8	219,6± 1,9	3,6	4,5	10
2	224,1± 2,1	218,7± 1,5	4,5	5,4	10
3	221,4 ± 2,4	218,7± 1,7	4,5	2,7	10

Результаты опытов представлены в табл. 4 и 5. Влияние температуры газовой среды для каждой точки на дополнительную погрешность (i_{доп}) газоанализатора определяли по формуле:

$$i_{\text{доп}} = i_{\text{осн}} - i_{\text{норм}} \quad (4)$$

где, i_{норм}- основная погрешность по градуировочной характеристике;

i_{осн}- основная погрешность газоанализатора для каждого измерения.

Результаты определения дополнительной погрешности газоанализатора, обусловленные изменением температуры окружающей среды, представлены в табл. 5, из которых следует, что ошибка не превышает 3,5 mg/m³. Во всех случаях дополнительная погрешность (i_{доп}) намного меньше, чем основная погрешность самого прибора.

Влияние давления на погрешность определения фтористого водорода изу-

Таблица 5

Результаты определения дополнительных погрешностей газоанализатора ГА- HF в интервале температур 0 – +50°С

Температура газовой смеси, °С	Дополнительная погрешность			Дополнительная погрешность допускаемая по ГОСТу, %
	C _{HF} - 64,3 mg/m ³	C _{HF} - 92,8 mg/m ³	C _{HF} - 150,0 mg/m ³	
+20	0,0	0,0	0,0	±7,5
0	0,9	1,8	2,2	±7,5
+10	0,7	2,4	1,1	±7,5
+25	0,9	1,0	1,1	±7,5
+30	1,4	1,1	3,3	±7,5
+40	0,1	1,0	3,4	±7,5
+50	0,9	1,2	2,3	±7,5

чали в интервале давления 600-800 mm. рт.ст. при концентрации HF в смеси 131,2 mg/m³. Полученные при этом данные представлены в табл. 6.

Известно, что допустимая дополнительная погрешность по ГОСТу 13320-81 на изменение давления по данному классу газоанализаторов не должна превышать основной погрешности. Из полученных результатов (табл. 6.) видно, что газоанализатором ГА-HF в интервале давления 600-900 mm рт.ст. с допускаемой погрешностью практически можно определить концентрацию фтористого водорода при оптимизированных условиях.

Суммарная дополнительная погрешность, характеризующая совокупность значений погрешностей от влияния различных факторов, определялась по формуле:

$$g_{\text{доп}} = g_{1\text{доп}} + g_{2\text{доп}} + \dots + g_{n\text{доп}} \quad (5)$$

Таблица 6

Результаты определения концентрации фтористого водорода при различных давлениях (n = 5, P = 0,95)

Давление, mm рт. ст.	Содержание фтористого водорода в смеси, mg/m ³	Найдено фтористого водорода (x±Δx), mg/m ³	S	Sr·10 ²
600±10	131,2	126,8±1,3	0,9	0,3
700±10	131,2	127,6±0,4	0,4	0,2
800±10	131,2	130,3±1,5	1,1	0,4
900±10	131,2	129,4±0,3	0,8	0,4

где, g_{1доп}, g_{2доп}, g_{nдоп} - значения дополнительных погрешностей, полученных при изменении влияющих факторов.

Согласно ГОСТу 13320-81, этот показатель не должен превышать удвоенного значения предела допустимой основной погрешности.

Суммарная дополнительная погрешность газоанализатора ГА-HF за счет изменения температуры, влажности и давления газовой среды, составила не более 1,5%.

Таким образом, можно заключить, что разработанный сенсор и анализатор [4, 5] вполне пригодны для непрерывного автоматического контроля содержания фтористого водорода в газовых средах. Анализатор ГА-HF может работать в непрерывном режиме в различных системах контроля фтористого водорода, а также в сочетании с устройствами сигнализации при индикации утечки HF.

Разработанный анализатор по точности и воспроизводимости не уступает известным приборам контроля фтористого водорода, сохранив следующие характеристики: экспрессность, портативность, простоту в эксплуатации и изготовлении.

Список литературы:

1. Завереч Е.М. Электрохимический сенсор для определения галогеноводородов воздушной среды//Автореф. дисс. канд. техн. наук. Киев 2000, 23 с.
2. Васильев А.А., Писляков А.В. Толстопленочный газовый сенсор. Патент РФ №2098806 от 12.10.1997.
3. Медведева Л.В.; Сорокин Н.И.; Федоров П.П.; Соболев Б.П. Твердый фторпроводящий электролит//Патент РФ. № 2022415.1994
4. МДП сенсоры для определения концентрации фтора и фтористого водорода в воздухе. А.А.Васильев, В.Моритц и др. Десятый симпозиум по химии неорганических фторидов. Тезисы докладов, М., 1998, с. 28-29.
5. Абдурахманов Э., Абдурахманов Б.М., Нормурадов З.Н., Геворгян А.М. Селективность некоторых оксидов и сульфидов в процессе термокаталитического мониторинга сероводорода // Химическая промышленность. Санкт-Петербург, Т.85. -№ 6, 2008.-С.314-319.

ВЛИЯНИЕ МЕХАНИЧЕСКОГО ВОЗДЕЙСТВИЯ СЕЛЬСКОХОЗЯЙСТВЕННОЙ ТЕХНИКИ НА ПОЧВУ

Муродов Ш.М., зав. кафедрой «Механика» Бухарского инженерно-технологического института, канд. техн. наук, доц.

Maqolada traktor yurish qismlari va tuproqqa ishlov berish mashinalari ishchi organlarining qishloq xo'jalik ekinlarining ildiz tizimi va hosildorligiga ta'sirini o'rganish natijalari bayon etilgan. Tadqiqot natijalariga ko'ra tuproqdagi mavjud zich qatlam mikrobiologik jarayonlarni sekinlashtirib, oziqlantiruvchi moddalardan kamaytirilishiga, tuproq xaydov osti qatlamini qo'shimcha yumshatish esa qishloq xo'jalik ekinlari hosildorligini oshirishga imkon berishi aniqlangan.

Tayanch iboralar: *mashina-traktor agregatlarining yurish tizimi, ta'sir, zichlanish, yumshatish, qishloq xo'jalik ekinlari hosildorligi, mikrobiologik jarayonlar, tuproqni to'yimli moddalar bilan aralashtirish, yer haydovchi mashinalar ishchi organi.*

Research results of the impact of tractors' undercarriage and tillage tools on the root system development of croplands and crop yields are given in this article. It is found that presence of packed layer in subsoil results in the suppression of microbiological processes and impoverishment of soil. Additional cultivation of subsurface horizon promotes higher harvesting capacity of cultivated crops.

Key words: *machine-tractor aggregates' undercarriage, impact, packing, cultivation, yield of cultivated crops, microbiological processes, soil impoverishment, tillage tools.*

С интенсификацией процессов сельхозпроизводства возникла проблема уплотняющего воздействия машинно-тракторных агрегатов (МТА) на почву. Многократные проходы по полю тракторов, комбайнов и другой мобильной техники привели к распылению верхнего и уплотнению нижнего слоев почвы, что отрицательно повлияло на ее плодородие и урожайность сельскохозяйственных культур.

Исследованиями [1] установлено, что при проведении сельскохозяйственных работ ходовые системы МТА покрывают следами от 40 до 80% поверхности поля, а поворотные полосы подвергаются 8-10-кратному воздействию. Из-за увеличения массы тракторов и сельхозмашин уплотняется не только пахотный, но и подпахотный горизонты. В результате уплотнения усиливаются эрозионные процессы, плотность почвы и ее сопротивление обработке повышаются соответственно в 1,5-2 и 1,3-1,9 раза, снижается общая и капиллярная пористость плодородного слоя.

Исследованиями [2], также установлено, что повышение плотности и твердости почвы ведет к снижению жизнедеятельности почвенной микрофлоры и в конечном результате к недобору 20-40% урожая. В связи с неумеренным применением отвальных плугов и других рабочих органов образуется так называемая «плужная подошва», которая препятствует проникновению поливной воды, выпавших осадков в нижележащие слои и испарению излишков влаги из нижних горизонтов. Это способствует развитию водной эрозии на склоновых землях, а на равнинах и в низинах –

образованию мокрых «блюдец», в которых застаиваются талые и дождевые воды. Все перечисленные негативные факторы привели к деградации плодородного слоя почвы и расширению ареала эрозионных процессов. Борьба с переуплотнением тесно связана как с экологической стабильностью пахотных земель, так и с экологией окружающей среды в целом. Поэтому по данным авторов работ [3] экологическая оценка состояния пахотных угодий, а также различных технологий механической обработки почвы в перспективе должна стать преобладающей над всеми другими.

Уплотнение почвы в значительной степени зависит от системы земледелия. В примитивном земледелии почва может испытывать лишь небольшие нагрузки при многократных проходах сельскохозяйственных орудий, тогда как при высокой степени механизации сопровождается большими нагрузками на почву.

При возделывании хлопчатника почвенный профиль состоит из пахотного и подпахотного слоев. Периодически обрабатываемый пахотный слой покрывает подпахотный слой почвы, который рыхлится гораздо реже или вовсе не подвергается обработке. Это приводит к резким изменениям объемной массы в профиле почвы.

Уплотнение почвы может достигать глубины 30-60 см. Почва уплотняется при воздействии на нее колес тракторов на глубину пахотного слоя. Все исследователи указывают, что наибольшему уплотнению от проходов тракторов подвергаются поверхностные слои почвы от 0 до 20 см, последующие проходы по полю вызывают слабое по

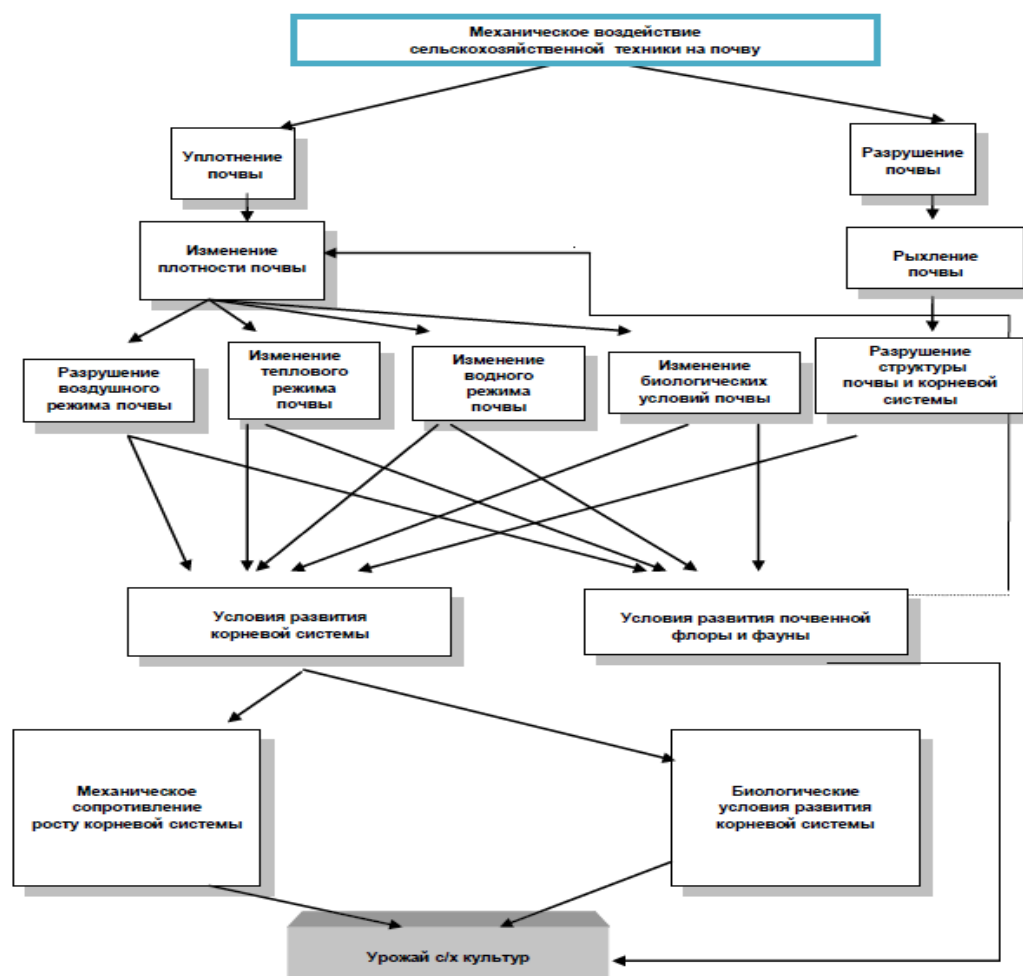


Рис. 1. Схема последствий механического воздействия сельскохозяйственной техники на почву

сравнению с предыдущим уплотнение в верхних слоях и возрастание плотности в более глубоких.

Установлено, что уплотняющее действие ходовых систем тракторов и машин на почву зависит, с одной стороны - от гумусированности почв, гранулометрического их состава, структуры, влажности и других физических свойств, характера сельскохозяйственного использования и с другой стороны от конструкции трактора и его ходовой системы, от его массы, величины удельного давления, величины нагрузки на одну ось, буксования, скорости движения, марки шины или конструкции гусеницы и подвески. Наибольшее уплотнение почвы происходит чаще всего в двух случаях: при избыточном увлажнении и при движении машин по свежеработанной почве. Также установлено [4] при уплотнении почв резко падает коэффициент фильтрации за счет снижения количества некапиллярных пор, ухудшается аэрация и увеличивается концентрация углекислого газа в почвенном воздухе. По данным авторов [5] увеличение плотности почвы приводит к снижению доступной для растений влаги величины влажности устойчивого завязания.

Многочисленными проходами сельскохозяйственных машин в почве плохо развивается корневая система растений, снижаются темпы удлинения корней, корни сильно деформируются, искривляются и имеют меньшую разветвленность. Уплотнение почвы снижает всхожесть семян, увеличивает продолжительность прорастания и в конечном итоге, удлиняет период вегетации растений.

В настоящее время изучение воздействия ходовых систем в полевых условиях на изменение физико-механических и технологических характеристик, плодородия почвы и урожайности сельскохозяйственных культур проводят в основном по трем методикам: «сплошного укатывания», «по следу вне следа» и «общая оценка». Разработанные [4] методы определения характеристик процессов, происходящих в системе движитель-почва, позволили установить, что ходовые системы трактора, уплотняя почву, в результате влияют на урожайность.

Установлено, что с увеличением уплотняющего воздействия на почву снижается урожайность сельскохозяйственных культур. Эти данные получены по методике «сплошного укатывания».

В среднесуглинистых почвах влияние ходовых систем тракторов на агрофизические свойства и урожайность сельскохозяйственных культур изучено автором работ [6].

Он установил, что уплотняющая деформация распространяется на глубину до 40 см и пахотный слой деформируется в большей степени, чем подпахотный, и основное его уплотнение отмечается при первом проходе трактора. В подпахотном слое происходит накопление остаточной деформации. Приращение плотности в слое 20- 40 см после 10 проходов тракторов в течение 5 лет даже по физически спелой почве составляет от 0,05 до 0,13 г/см³.

Исследователь также отмечает ухудшение почвенных условий жизни растений после проходов тракторов: ухудшаются и развитие яровых культур, темпы роста растений замедляются, удлиняется прохождение фаз развития, медленнее происходит накопление органической массы.

Данной статье было изучено отрицательное воздействие ходовых систем тракторов и рабочих органов почвообрабатывающих машин на развитие корневой системы хлопчатника и урожай хлопка. Установлено, что наличие уплотненного слоя в подпочве приводит к подавлению микробиологических процессов и обедняет почву питательными веществами, на основе которых разработана схема последствий механического воздействия сельскохозяйственной техники на почву (рис. 1).

Исследованиями установлено, что большинство исследователей предлагает мероприятия, которые ограничивают уплотняющее воздействие ходовых систем сельскохозяйственных машин на почву. Они считают, что борьбу с переуплотнением почв нужно вести путем улучшения физических условий почвенного плодородия, т.е. окультуривания почвенных слоев, совершенствования технологии возделывания сельскохозяйственных культур и

конструкций машинно-тракторных агрегатов.

Исследованиями также установлено, что до настоящего времени допустимые нагрузки на почву не определены, а свойства почвы при расчете движителей учитываются с точки зрения предела несущей способности без ограничения степени ее уплотнений и требований культур к физическим условиям плодородия.

По этому изучение вредного уплотняющего воздействия сельскохозяйственной техники на почву, на основе которых разработана методов и приемов снижение механического воздействия является важнейшей народнохозяйственной задачей.

В лабораторно-полевых опытах, проведенных на такырных почвах Караулбазарского массива, при среднем значении твердости почвы 3,5-4,0 МПа, абсолютной влажности 12-13% тяговое сопротивление двухъярусного плуга ПЯ-3-35 составило более 30 кН. Рост тягового сопротивления объясняется образованием уплотненного ядра на отвале плуга и твердых глыб. При этом затрудняется движение подрезанного лемехом пласта по отвалу, деформирования почвы происходит уплотненным ядром. Учитывая это, в подпахотном горизонте, где плотность почвы, как правило, завышена, следует использовать рабочие органы, исключающие образование уплотненного почвенного ядра.

Исследованиями установлено, что образование уплотненного почвенного ядра обнаружено впереди стойки глубокорыхлителя и почвоуглубительной лапы в зоне работы плужной подошвы. Для исключения этого явления нами использованы в качестве рабочего органа почвоуглубителя ножирыхлители с углом раствора 45°.

Также установлено, что дополнительное рыхление подпахотного горизонта почвы способствует повышению урожая хлопка на 2,3-4,5 с/га. Установлено повышенное уплотнение почвы разворотных полос, где твердость ее достигает 1,95-2,80 МПа.

Список литературы:

1. Алеев Б.А. Технологии и техника для глубокого рыхления переуплотненных почв. М.: Тракторы и сельскохозяйственные машины. – 2005. – №2.
2. Русанов В. А. Проблема переуплотнения почв движителями и эффективные пути ее решения. – М.: ВИМ, 1998.
3. Щербakov А. П. и др. Научные основы экологически безопасных технологий обработки почвы / В сб. науч. трудов ВАСХНИЛ. – М.: Агропромиздат, 1991.
4. Кононов А.Н. Исследование реализации тягово-сцепных качеств и агротехнических проходимости колесных тракторов на суглинистых почвах Белоруссии. Автореф. докт. техн. наук. – Горки: БСХА, 1974. – с. 41.
5. Королев А.В. Изменение сложения пахотного слоя почвы под действием колес тракторов. Ленинградский сельскохозяйственный институт. Ленинград, 1967. – Вып 3. – с. 33–43.
6. Липецкий Н.П. Влияние ходовых систем тракторов на агрофизические свойства дерновоподзолистой среднесуглинистой почвы и урожайность полевых культур. Автореф. канд. техн. наук. – М., 1982. – с. 24.

ЗАРАФШОН ҚҰЙИ ОҚИМИ ТУПРОҚЛАРИ МЕЛИОРАТИВ ҲОЛАТИНИНГ АНТРОПОГЕН ОМИЛЛАР ТАЪСИРИДА ЎЗГАРИШИ

Кушаков А.Ж., Навоий давлат педагогика институтининг ўқув ишлари бўйича проректори, биол. фан. ном., доцент

В статье показано научное обоснование изменения мелиоративного состояния орошаемых серо-бурых почв низовьев Зарафшан под влиянием антропогенного воздействия.

Ключевые слова: мелиоративное состояние орошаемых серо-бурых почв, площади засоленной почвы на орошаемых участках земли, сильный уровень засоленности почвы, накопления легко растворимых солей на верхнем пласте почвы.

The scientific substantiation of soil-reclamation condition of irrigated grey-brown soils Zarafshan lower under the influence of anthropogenic influence showed in this article.

Key words: soil-reclamation condition of irrigated grey-brown soils, saline soils square areas on soil irrigation site, high level of soil saline, concentration of freely soluble saline on the soil's top measure.

Суғориладиган сур тусли кўнғир тупроқларнинг мелиоратив ҳолати, суғориладиган ерлардаги шўрланган тупроқ майдонлари, кучли даражада шўрланган тупроқлар, суғорма деҳқончилик ривожланган ҳудудлар, осон эрувчан тузларнинг тупроқ юза қатламларида тўпланиши, антропоген тупроқ ҳосил бўлиш жараёни.

Ўзбекистон Республикаси суғориладиган ерларида шўрланган тупроқлар майдони 2 млн 446 минг га бўлиб, шундан 1 млн 187 минг га ўрта ва кучли даражада шўрланган тупроқларни ташкил этади. Шу жумладан, Қуйи Зарафшон худуди, Навоий ва Бухоро вилоятининг суғорма деҳқончилик ривожланган ҳудудларида шўрланган тупроқлар майдони 76,1 минг га бўлиб, шундан 26,3 минг га майдон ўрта ва кучли даражада шўрланиш жараёнларига чалинган -[1] (Атлас. Ўзбекистон Республикаси Ер ресурслари, 2001).

Одатда тупроқларда об-ҳавонинг иссиқлиги, аллювиал, агроирригацион ва лёсс жинсларда жойлашган сизот сувларининг буғланиши ва улар таркибидаги осон эрувчан тузларнинг тупроқ юза қатламларида тўпланиши иккиламчи шўрланиш жараёнларини ривожлантиради. Мамлакатимизнинг воҳа ва водийларида, шу жумладан, Зарафшон қуйи оқимида тарқалган суғориладиган сур тусли кўнғир шўрланган тупроқларнинг мелиоратив ва экологик шароитини яхшилаш ва атроф-муҳитни муҳофаза қилиш бугунги куннинг энг долзарб муаммоларидан биридир. Худуд тупроқларининг суғорма деҳқончилик таъсирида ривожланиши, генетик-географик ва мелиоратив-экологик жиҳатдан босқичма-босқич эволюцион ўзгаришларга учраган.

Ўрганилган ҳудудда эскидан суғориладиган сур тусли кўнғир тупроқлар пролювиал-аллювиал ётқизикларида тарқалган бўлиб, Навоий вилояти Кармана ва Қизилтепа туманларининг асосий экинзорларини эгаллайди [1].

Эскидан суғориладиган сур тусли кўнғир тупроқларнинг механик таркиби ўрта, оғир кумоқлар ва лойлардан иборат бўлиб, қуйи қисми тошли, шағалли ва кумли жинслардан ташкил топган. Бу тупроқлар тўлқинсимон текисликларининг энг пасткам қисмида жойлашганлиги сабабли, улар кўп йиллар давомида суғорма деҳқончиликда фойдаланилиб келинади.

Таърифланаётган тупроқ ўзининг морфологик тузилиши, физикавий, кимёвий ва агрокимёвий хосса ва хусусиятлари ҳамда туз тўпланиш жараёнлари билан янгидан ўзлаштирилган ва янгидан суғориладиган сур тусли кўнғир тупроқлардан кескин фарқланади. Бу фарқ бир томондан суғориш муддатининг қадимийлиги билан боғлиқ бўлса, иккинчи томондан сизот сувлари сатҳининг тупроқ қатламларига яқин жойлашиши ва шўрланиш жараёнларининг жадаллашиши билан асосланади. Эскидан суғориладиган сур тусли кўнғир тупроқлар тарқалган ҳудудларнинг асосий майдонларида шўрланмаган ва кучсиз шўрланган тупроқлар ривожланган, айрим жойларда ўртача ва кучли шўрланган тупроқлар ҳам учрайди (1-жадвал).

Шўрланмаган ва кам шўрланган тупроқлар гуруҳида куруқ қолдиқ (0,102-0,110%), осон эрувчан тузлар (NaCl , Na_2CO_4 , MgCO_4) ва гипсининг (0,13-0,30%) микдорлари жуда кам. Эскидан суғориладиган ўртача шўрланган айирмаларда, аксинча куруқ қолдиқнинг микдори 1,120-2,324% ни, кучли шўрланган айирмаларида эса 2,729-3,598% ни ташкил этади. Қуйи горизонтларда тузлар микдори 0,165-0,199% гача камади. Хлор ва сульфат ионларининг микдорлари 0-32 см чуқурликда мос равишда 0,655 ва 1,180% кўрсаткичларида қайд этилади. Эскидан суғориладиган сур тусли кўнғир тупроқларда сувда осон эрийдиган тузлар (хлор, сульфат ионлари ва Na^+ , Mg^{++} катионларининг бирикмалари)

микдорларининг кўпайиши ер юзасига яқин жойлашган ер ости сизот сувларининг буғланиши натижасида содир бўлади [1].

Кузги ва қишки шўр ювиш ва баҳорги ёғингарчилик таъсирида тупрокнинг юза ва ўрта қатламидаги тузлар ювилиб қуйи горизонтларда тўпланади.

Шўрланган сур тусли қўнғир тупроқларда, иқлимнинг қуруқ ва иссиқ бўлиши ва тупроқ капиллярлари орқали кўтарилган минераллашган сизот сувларининг буғланиши натижасида тупроқларнинг юза ва ўрта қатламларида яна мавсумий туз тўпланиш жараёнлари кузатилади.

Қатламларда тўпланган осон эрувчан хлоридли ва сульфатли тузларнинг бир қисми эриб тупроқ профилидан чиқиб кетади, аммо CaCO_3 , CaCO_4 сувда қийин эрийдиган тузлар бўлганлиги сабабли, унинг маълум миқдори тупроқнинг устки ва пастки горизонтларида сақланиб қолади. Бу жараёнларнинг йилдан-йилга давом этиши ҳамда сизот сувлари оқувчанлигининг сустиги сабабли, кучли шўрланган тупроқларнинг 50 см қатламининг пастки горизонтларида гипс шўрланмаган тупроқлардагига нисбатан кўпроқ тўпланади (33 АК-кесма).

Демак, антропоген тупроқ ҳосил бўлиш жараёни натижасида сизот сувларининг сатҳи ер юзасига яқинлашиб (1-3 м), уларнинг минераллашганлик даражасининг 3-5 гл дан ортиши натижасида сур тусли қўнғир тупроқларда иккиламчи шўрланиш жараёнларининг ривожланиши кузатилади. Зарафшон қуйи оқимининг эскидан суғориладиган

сур тусли қўнғир, гипслашган тупроқларида шўрланиш жараёнларини тадқиқ этиш, ерларнинг мелиоратив ҳолатини тубдан яхшилаш, тупроқларнинг унумдорлигини ошириш ва улардан оқилонга фойдаланиш услубларини яратиш, зарурлигини тақозо этади.

Тупроқлар шўрланишига қарши кураш чора-тадбирларини ишлаб чиқиш, тупроқларнинг унумдорлиги ва экинлар ҳосилдорлигини ошириш мақсадида қуйидаги агро-мелиоратив тадбирларни амалга ошириш кўзда тутилади [2]:

– Зарафшон қуйи оқимида тарқалган асосий тупроқ типлари ва типчаларининг морфологик тузилиши, белгилари, физикавий ва кимёвий хосса-хусусиятларини антропоген омиллар таъсирида ўзгаришини ўрганиш;

– ҳудуд табиий ва антропоген шароитларининг (релеф, геология, литология, гидрогеология, инсон фаолияти ва бошқалар) ўзига хослиги, ҳамда коллектор-зовур тизимларининг ҳолати ва улардаги ер усти ва ер ости сизот сувларининг оқовалигини таъминлаш,

– амалдаги коллектор-зовур тармоқлари тизимини тупроқларидаги шўр тўпланиш жараёнларини ҳисобга олган ҳолда кўшимча миқдорда муваққат, аммо майда, унча чуқур (1,0-1,5 м) ва узун (100-150 м) бўлмаган зовурлар қуриш;

– зовурларни текисликларнинг юқори қисмидан паст томонга қараб, сизот сувлари оқими йўналишини ҳисобга олиб, далаларда параллел ва перпендикуляр жойлаштириш, тупроқларда ривожланган шўрланиш

1-жадвал

Эскидан суғориладиган сур тусли қўнғир тупроқлардаги узлар миқдори (% ҳисобида)

Чуқурлик, см	Қуруқ қолдиқ	XCO_3^-	Cl^-	CO_4^-	Ca^{KK}	Mg^{KK}	Na^{K}	$\text{CaCO}_4 \cdot 2\text{X}_2\text{O}$ (гипс)
32 АК – кесма. Шўрланмаган.								
0-30	0,102	0,038	0,003	0,019	0,011	0,005	0,008	0,130
30-48	0,106	0,034	0,009	0,029	0,009	0,005	0,010	0,210
50-80	0,108	0,038	0,005	0,030	0,009	0,006	0,010	0,300
165-185	0,110	0,040	0,005	0,022	0,008	0,005	0,010	0,870
27 АК – кесма. Ўртача шўрланган.								
0-30	1,374	0,015	0,231	0,597	0,062	0,030	0,313	0,16
30-60	2,324	0,027	0,311	1,017	0,252	0,044	0,317	0,20
60-90	1,120	0,025	0,035	0,625	0,160	0,027	0,094	0,29
100-130	0,690	0,013	0,084	0,242	0,050	0,020	0,128	0,31
33 АК – кесма. Кучли шўрланган.								
0-32	2,729	0,015	0,655	1,180	0,211	0,097	0,571	1,02
32-50	3,598	0,027	0,844	1,439	0,276	0,086	0,767	1,08
50-90	0,199	0,017	0,065	0,054	0,030	0,013	0,020	2,76
90-135	0,165	0,020	0,050	0,046	0,020	0,008	0,021	2,16

жараёнларининг олдини олиш ва уларга қарши кураш чоралари қайта кўриб чиқиши лозим;
– суғориладиган ерларнинг мелиоратив ҳолатини яхшилаш, сув-туз тартиботини мақбуллаштириш мақсадида ҳозирда мавжуд 24 **пм га** коллектор-зовур тизимини 30-35 **пм га** қадар кўпайтириш;
– тўлқинсимон пролювиал, пролювиал-аллювиал ва аллювиал текисликларда ривожланган, турли туз миқдори ва шаклига эга бўлган шўр тупроқларнинг она жинсига, механик таркибига, қатлам қалинлигига ҳамда хлор ионининг дастлабки миқдорига, сизот сувларининг чуқурлигига ва минераллашиш даражасига қараб, шўр ювиш ишларининг муддат ва меъёрларини аниқлаш бўйича илмий-тадқиқот ишларини қучайтириш мақсадга мувофиқдир.

Фойдаланилган адабиётлар:

1. Кушаков А. Малик чўл тоғ олди тексликларининг суғориладиган сур тусли қўнғир тупроқларидаги шўрланиш жараёнлари ва шакллари: Автореф. дисс ...биол. фан. ном. -Тошкент, 2007.
2. Рўзиев Ш. Фермер хўжаликларни ривожлантириш – давр талаби.-Навоий, 2006.

УДК 627.67

© Эшев С.С., Хазратов А.Н., Гайимназаров И.Х. 2014 г.

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ ВЕТРОВЫХ ВОЛН В БОЛЬШИХ КАНАЛАХ

Эшев С.С., зав. кафедрой «Эксплуатация гидротехнических сооружений и насосных станций» Каршинского инженерно-экономического института, доц., канд. техн. наук; Хазратов А.Н., асс. Каршинского инженерно-экономического института; Гайимназаров И.Х., асс. Каршинского инженерно-экономического института

Ushbu maqolada katta yer kanallarida shamol ta'siridagi to'liqlarning generatsiyasi tahlil qilingan va ularning parametrlarini aniqlashning hisoblash usullari keltirilgan.

Tayanch iboralar: gidravlik va gidrotexnik masalalar, yuza to'liqlari, shamol to'liqlari parametrlari, shamol to'liqining yuzaga kelishi, shamolning paydo bo'lishi, sunami, shamolning xususiyatlari, matematik modellashtirish usuli, shamol to'liqlarini hisoblash usullari, diskret spektral usul, spektral parametrlar usuli.

Research on generation of wind waves is analyzed in this article and calculation methodology of wind waves' characterization from big unlined channels is proposed.

Key words: hydraulic and hydrotechnical tasks, surface waves, parameters of wind waves, generation of wind waves, wind origin, seismic sea wave, wind characteristics, mathematical model approach, wind waves' calculation method, discrete spectral approach, parametric spectral approach.

В гидравлических и гидротехнических задачах могут быть важны поверхностные волны различного происхождения: ветровые, цунами, приливные, волны прорыва, паводковые и др. [1, 2]. В существующих методах расчета генерации поверхностных волн широко используются методы математического моделирования и гидравлического эксперимента.

Методы расчета ветровых волн можно разделить на три класса:

1) дискретные спектральные методы, в основу которых положено численное решение уравнения баланса энергии; 2) параметрические спектральные методы, в основу которых положено численное решение уравнений, связывающих параметры спектра с характеристиками ветра; 3) методы, основывающиеся на эмпирических соотношениях, связывающих непосредственно высоты и периоды волн с характеристиками ветра и разгоном. Эти методы основаны на аппроксимации большого количества измерений [3] и в настоящее время включены в нормативные документы.

В данной статье предлагается расчет по определению заданной обеспеченности высоту, длину, и период ветровых волн для ветра с постоянной скоростью на участке канала постоянных глубины и ширины при наличии постоянного попутного или встречного течения, распространяющегося вдоль оси

канала.

Основные расчетные зависимости для генерации ветровых волн на течении представляют аппроксимацию массовых экспериментов [4, 5]. Опыты были выполнены в аэрогидроканале длиной 28,5 шириной 1,5 и высотой 1,3 м. Исследовали случаи только волн, а также волн на встречном и попутном течении. Скорости течения в опытах составляли 0; +10,1; +20,3; +29,9; -10,1; -14,4; -20,3 см/с. Использовали три скорости ветра: 5,6; 8,2; 11 м/с. Во всех случаях на четырех постах по длине разгона измеряли взволнованную поверхность резистивными волнографами, записи автоматически оцифровывали с шагом квантования по времени 0,0195 с. На ЭВМ вычисляли видимые частотные спектры, от которых переходили к истинным спектрам. По полученным спектрам определяли частоту максимума спектра и высоту волн.

Полученные экспериментальные данные во всех случаях, кроме $V_{\omega} = 5,6 \text{ м/с}$, очень хорошо аппроксимируются зависимостями [6]:

$$\frac{u_* f_m}{g} = 0,939 \left(\frac{g X_P}{u_*^2} \right)^{-0,354} \quad (1)$$

$$\frac{g h_{1/3}}{u_*^2} = 0,0191 \left(\frac{g X_P}{u_*^2} \right)^{0,669} \quad (2)$$

где, u_* - скорость трения ветра;

f_m - частота максимума истинного спектра;

$h_{1/3}$ - значительная высота волн (средняя из волн, обеспеченность которых выше 1/3);

X_p - эффективная длина разгона.

Последняя величина определяется как:

$$\frac{X_p}{x_p} = \frac{\int_0^{x_p} \frac{d_x}{C_{9a}(x)} dx}{\int_0^{x_p} \frac{d_x}{C_{90}(x)} dx}, \quad (3)$$

где, x_p - геометрическая (линейная) длина разгона;

$C_{9a}(x)$ - групповая абсолютная скорость для волн на течении;

$C_{90}(x)$ - групповая скорость для волн на течения.

На основании тщательных измерений профиля скорости ветра [4,5] выведена зависимость:

$$V_\omega = 25u_{*}, \quad (4)$$

где, V_ω - скорость ветра на высоте 10 м от поверхности в натуральных условиях.

Если принять, что статистические распределения высот волн соответствуют рэлеевскому, то с использованием формулы (4) из формул (2) и (3) можно получить следующие зависимости для средних высоты и периода волн:

$$\frac{\bar{g} \bar{h}}{V_\omega^2} = 0,0017 \left(\frac{\bar{g} X_p}{V_\omega^2} \right)^{0,669}, \quad (5)$$

$$\frac{\bar{g} \bar{T}_r}{V_\omega} = 0,44 \left(\frac{\bar{g} X_p}{V_\omega^2} \right)^{0,354}, \quad (6)$$

где, \bar{h}, \bar{T}_r - соответственно средняя высота и относительный период волн.

Зависимости (5) и (6) можно считать справедливыми при скоростях ветра более 5,6 м/с [4, 5].

Далее из выражений (5) и (6) можно получить связь между безразмерным периодом и безразмерной высотой волны в виде:

$$\frac{\bar{g} \bar{T}_r}{V_\omega} = 2,04 \cdot 2 \cdot \pi \left(\frac{\bar{g} \bar{h}}{V_\omega^2} \right)^{0,529}, \quad (7)$$

что вполне удовлетворительно согласуется со строительными нормами и правилами [7]:

$$\frac{\bar{g} \bar{T}_r}{V_\omega} = 3,1 \cdot 2 \cdot \pi \left(\frac{\bar{g} \bar{h}}{V_\omega^2} \right)^{0,625} \quad (8)$$

Последняя зависимость в свою очередь получена обобщением больших массивов натуральных и лабораторных данных [3]. Таким образом, зависимости (5) и (6) основаны на большом количества лабораторных опытов [4, 5] и, в частном случае $u = 0$, соответствуют имеющимся эмпирическим данным и методам расчета [3, 7].

Представление об эффективной длине разгона для волн на течении (3) качественно соответствует другим, независимым от данных [4, 5], лабораторным опытам по генерации ветровых волн на течении [8,9], а также натурным данным [10].

Количественное сравнение с этими данными невозможно из-за неполноты экспериментальной информации [3, 10] или неправильной методики обработки [9]. Зависимость (3) может быть пред-

ставлена в безразмерном виде:

$$\frac{X_p}{x_p} = \frac{\int_{x_H}^{x_k} [0,0348 \left(\frac{X_p}{x_p} \right)^{0,354} \left(\frac{u |\cos \alpha|}{V_\omega} \right) x^{1,0,354} \pm 1] dx}{44,52 \frac{u |\cos \alpha|}{V_\omega} (x_k^{1,0,646} - 0,069)} \quad (9)$$

где, знак “+” в числителе соответствует попутному, а знак “-” - встречному течению;

$$x^1 = g x_p / V_\omega^2.$$

Анализ выше приведенных зависимостей позволяет предлагать следующую методику расчета для определения параметров волн.

Методика позволяет определить средние и заданной обеспеченности высоту, длину, период ветровых волн для ветра с постоянной скоростью на участке канала постоянных глубины и ширины при наличии постоянного попутного или встречного течения, распространяющегося вдоль оси канала.

1. Для расчета необходимо задать следующие параметры (рис. 1):

V_ω - скорость ветра на высоте 10 м;

α - генеральное направление ветра относительно оси канала;

d - глубину канала;

\hat{a} - ширину канала;

X_0 - длину прямолинейного участка канала;

u - среднюю по глубине скорость течения в канале.

2. Линейный разгон x_p^1 определяется таким образом:

$$x_p^1 = \begin{cases} x_0, \alpha = 0^\circ, 180^\circ; \\ \frac{b}{\sin \alpha}, 0^\circ < \alpha < 180^\circ \end{cases} \quad (10)$$

3. Эффективная длина разгона x_p , учитывающая ширину канала и распределение ветра по направлениям, определяется с использованием графика (рис. 2), на котором приведена зависимость x_p / x_p^1 от \hat{a} / x_0 с учетом направлений ветра в диапазоне $\pm 30^\circ$ от генерального направления.

По вычисленному значению \hat{a} / x_0 находят значение x_p / x_p^1 и соответственно значение x_p .

4. Эффективная длина разгона для волн на течении рассчитывается по уравнению (9). Уравнение (9) решается приближенно методом последовательных приближений, знак “+” в числителе

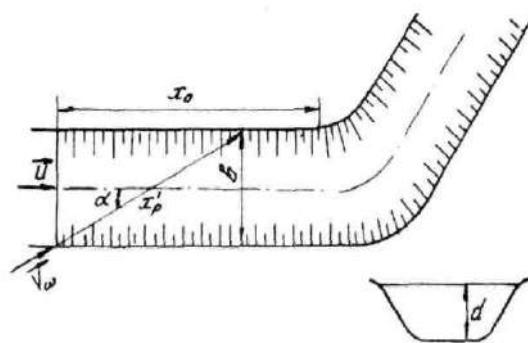


Рис. 1. Схема генерации ветровых волн в канале

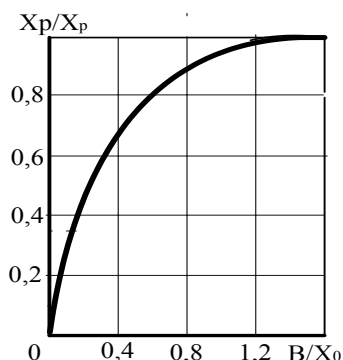


Рис. 2. Зависимость $X_p / X_p^1 = V/X_0$

соответствует попутному течению, знак “-” - встречному. Пределы интегрирования в числителе определяются следующим образом:

$$x_H^1 = \frac{gx_p}{V_\omega^2};$$

$$x_H^1 = \begin{cases} 0,016 & \text{При попутном течении} \\ 1,32 \cdot 10^4 \left(\frac{u/\cos\alpha}{V_\omega}\right)^{2,825} \left(\frac{X_p}{x_p}\right)^{-1} & \text{При встречном течении} \end{cases}$$

Если при встречном течении $x_k^1 \leq x_H^1$, ветровые волны, распространяющиеся вверх по течению, не образуются. В случае, когда $u \cos\alpha = 0$, считаем, что:

$$X_p = x_p$$

5. Средняя высота ветровых волн \bar{h} определяется по формуле:

$$\frac{g\bar{h}}{V_\omega^2} = 0,0017 \left(\frac{gX_p}{V_\omega^2}\right)^{0,669} th \left[84,7 \frac{\left(\frac{gd}{V_\omega^2}\right)^{0,945}}{\left(\frac{gX_p}{V_\omega^2}\right)^{0,669}} \right]$$

6. Определение среднего относительного периода ветровых волн T_r (в системе координат, движущейся со скоростью течения $u \cos\alpha$) производится по формуле (7).

7. Средняя относительная фазовая скорость вычисляется по уравнению:

$$\bar{C}_r = \frac{g\bar{T}_r}{2\pi} th \frac{2\pi d}{C_r \bar{T}_r}$$

Средняя длина волн:

$$\bar{\lambda} = C_r \bar{T}_r$$

Средний абсолютный период волн (в неподвижной системе координат):

$$\bar{T}_a = \frac{\bar{\lambda} T}{\lambda \pm u T_r}$$

где, знак “+” соответствует попутному течению, а “-” - встречному.

8. Для сравнения могут быть вычислены средние высота, длина, периоды (абсолютный и относительный) и фазовая скорость волн для тех же условий без течения. Для этого необходимо принять.

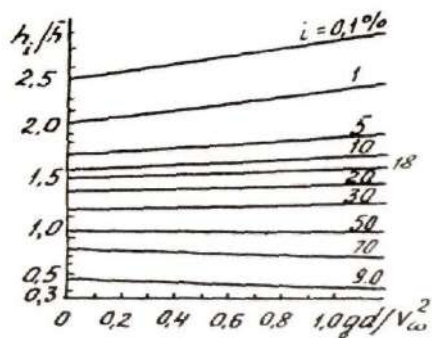


Рис. 3. График для определения высоты волны заданной обеспеченности

9. Для определения высот волн заданной i %-ной обеспеченности h_i используется график на рис. 3.

По безразмерной глубине gd/V_ω^2 для соответствующего i определяется h_i/h и далее h_i .

10. Длины волн заданной i %-ной обеспеченности λ_i рассчитываются по формуле:

$$\lambda_i = K_\lambda \lambda,$$

где коэффициент K_λ находится по табл. 1.

Таблица 1

$i, \%$	1	5	10	20	30
K_λ	2,24	1,88	1,68	1,41	1,25

Выводы

1. В большинстве случаев исследование нестационарности процессов ограничивается анализом вклада длинных гравитационных волн в русловые переформирования. Исследование роли коротких ветровых волн в формировании устойчивых русел каналов можно считать на современном этапе в начальной фазе своего развития.

2. Приводимая методика расчета определения параметров волн посвящена к коротким ветровым волнениям, возникающим в больших земляных каналах.

3. Предлагаемой методикой расчета параметров волн можно воспользоваться при проектировании больших каналов.

Список литературы:

1. Кантаржи И.Г., Цивцивадзе Н.Ш., Акмурадов Х.А. Гидравлика ветровых волн в каналах. Под редакцией Масс Е.И., Тбилиси изд-во ГТУ, 1984.
2. Кереселидзе Н.Б., Масс Е.И., Кантаржи И.Г., Метревели Т.И. Применение информационно-вычислительных комплексов и ЭВМ в гидравлических исследованиях. – Тбилиси, 1986. 232 с.
3. Крылов Ю.М., Стрекалов С.С., Циплухин В.Ф. Ветровые волны и их воздействие на сооружения. – Л., Гидрометеиздат, 1976. 256 с.
4. Kato H., Tsuruya H., Doi T., Miyaraki Y. Experimental study of wind waves generated on water currents (2nd report), Report of the port and harbour reseach inst., vol. 15, No 4, Dec., 1976.

5. Kato H., Tsuruya H., Terakawa H. *Experimental study of wind waves generated on water currents (3rd report), Wave forecasting method and its experimental confirmation, Report of the port and harbours reseach inst., vol 20, No 3, Sept. 1981.*
6. Рекомендации по расчетам ветровых волн и транспорта наносов в больших каналах. М.: ЦНИИС, 1986. 64 с.
7. Нагрузки и воздействия на гидротехнические сооружения (волновые, ледовые и от судов). СНиП 2.06.04-82. М., Стройиздат, 1983.
8. Теплов В.И. Лабораторное исследование изменения элементов ветровых волн в зависимости от скорости течения и скорости ветра. Труды ГГИ, № 263. Л., Гидрометеоздат, 1980.
9. Francis J.R.D., Dudgeon C.R., *An experimental study of wind generated waves on a water currents, Quart. J.Roy. Meteorol. Soc., 93, 247, 1967,*
10. Лабзовский Н.А. Расчет элементов волн на поверхность потока. – В сб.: «Гидрофизические исследования озер». Л., Наука, 1973.

УДК 330.115: 658.512

© Улашев И.О., Мадаминов Ш.А., Костаев У.У. 2014 г.

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ЭФФЕКТИВНОСТЬ КОНЦЕПЦИИ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ ПРЕДПРИЯТИЯ ГОРНОПРОМЫШЛЕННОГО РЕГИОНА

Улашев И.О., зав. кафедрой «Экономика и менеджмент» НГГИ, докт. экон. наук, проф.; Мадаминов Ш.А., начальник ПТИО НГМК; Костаев У.У., проректор по финансово-экономической работе НГГИ, канд. экон. наук

Maqolada Navoiy kon-metallurgiya kombinatining innovatsion rivojlanishi iqtisodiy samaradorligining mohiyati bo'yicha ba'zi bir nuqtai nazarlar keltirilgan. Kombinat investitsiyali innavatsion siyosat yo'nalishini saqlagan holda o'zining innovatsion faoliyati hisobidan yillik 22-24 mlrd. so'm qo'shimcha iqtisod qilishga erishishi mumkin.

Tayanch iboralar: *innovatsion loyihalarni joriy qilish, davlat sanoat bazasi tarmoqlarining raqobatbardoshligini oshirish, Navoiy viloyati sanoat ishlab chiqarish tarkibiy tarmoqlarining rivojlanishi, yangi investitsiya loyihalari, texnik va texnologik qayta qurollantirish, import o'rnini bosuvchi maxsulot ishlab chiqarish hajmini oshirish, ishlash imkoniyatlarining sifati.*

Some aspects of the economic efficiency of NMMC innovative development concept showed in this article. In saving the current tendencies of investment-innovation policy, combine, only due to it innovative activity may has an additional annual savings of 22-24 billions UZS per year.

Key words: *introduction of innovation projects, competitive growth the sectors of basic country industry, development sectoral structure of Navoi region manufactured, modernization, technical and technological rearmament, new investment projects, growth in production of import-substituting products, quality of labour force industry.*

С выходом Постановления Президента Республики Узбекистан от 15 июля 2008 г. «О дополнительных мерах по стимулированию внедрения инновационных проектов и технологий в производство» инновационная деятельность в стране получила мощный импульс. Формируется национальная инновационная система, целью которой является повышение конкурентоспособности отраслей базовой промышленности страны при одновременном развитии новых видов производства в сфере высоких технологий. Система направлена на обеспечение поддержки инновационного и делового развития на всех его стадиях, начиная с инкубации научных идей, выполнения научных исследований и разработок до стадий производства, сбыта и потребления, а также налаживания интеграционных связей на мировом уровне.

Так, например, выделяются следующие важные предпосылки формирования условий устойчивого развития предприятий Кызылкумского горно-промышленного региона в условиях модернизации экономики страны: развитая отраслевая структура

промышленного производства Навоийского вилоята; модернизация, техническое и технологическое перевооружение и новые инвестиционные проекты, реализуемые в НГМК, инновационная концепция освоения минерально-сырьевых ресурсов; увеличение объема производства импортозамещающей продукции; качество трудовых ресурсов [1, 2].

Деятельность комбината в условиях модернизации экономики страны направлена на обеспечение дальнейшего повышения эффективности использования минерально-сырьевых ресурсов, увеличения объемов выпускаемой высоколиквидной продукции и интенсивного развития новых видов производств.

Состояние любого производственно-территориального комплекса (ПТК), состоящего из набора предприятий, может быть оценено системой частных критериев модели, к числу которых отнесены следующие сводные показатели региона: уровень рентабельности регионального производства ($K_{рен}$), показатель темпа инновационного развития региона ($K_{инн}$), уровни социального благополучия ($K_{соц}$) и эко-

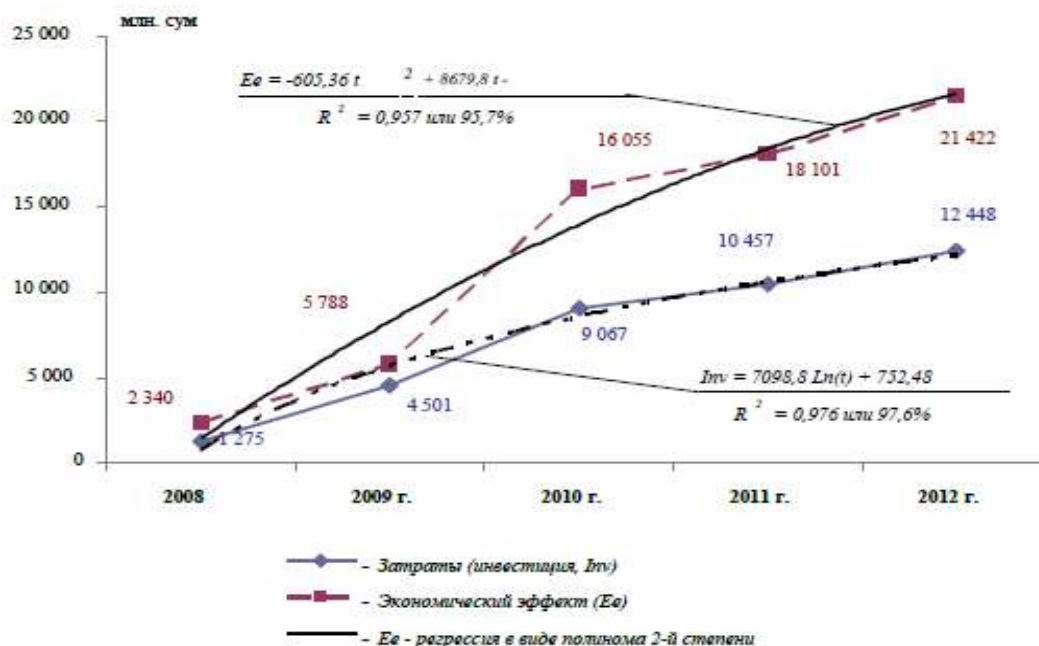


Рис. 1. Динамика и регрессия показателей инновационной деятельности Навоийского ГМК

логического неблагополучия ($K_{эко}$) в регионе.

При этом уровень инновационного развития ПТК ($K_{инн}$) определяется как коэффициент влияния автономного научно-технического прогресса производственной функции (ПФ) предприятия, т.е. как $K_{инн} = \gamma \cdot t$, определяемый по ПФ объекта:

$$P\Phi_t = A_t K^\alpha L^\beta e^{\gamma t}$$

$P\Phi_t$ – ПФ предприятия за t -й год;
 K – объем капитала (инвестиции);
 L – объем труда;
 A_t – коэффициент ПФ;

α, β и γ – коэффициенты регрессии соответствующих факторов ПФ), а в качестве интегрального критерия, т.е. целевой функции оптимизации эффективности развития ПТК можем использовать величину $K_{инт} = K_{эф} \cdot K_{инн} \cdot K_{соц} \rightarrow \max [3]$.

Результаты мониторинга по итогам инновационной деятельности НГМК за 2008-2012 гг. показали, что объемы выполнения НИР и инновационных проектов за эти годы выросли в 9,8 раза (рис. 1).

Так, по итогам 2012 г. реализовано работ на сумму 12,448 млрд. сумов с экономиче-

ским эффектом 21,422 млрд. сумов при коэффициенте эффективности 1,72.

Эффективность инновационного развития НГМК на период 2008-2014 гг. оценена с помощью производственной функции, эндогенные и экзогенные параметры которой адекватно описываются в виде соответствующих регрессионных уравнений (где: t – тренд, R^2 – величина достоверности аппроксимации), а именно:

- объемы инвестиции (Inv):

$$Inv = 7098,8 \ln(t) + 752,48$$

при $R^2 = 0,976$,

где, $\ln(t)$ – функция натурального логарифма от

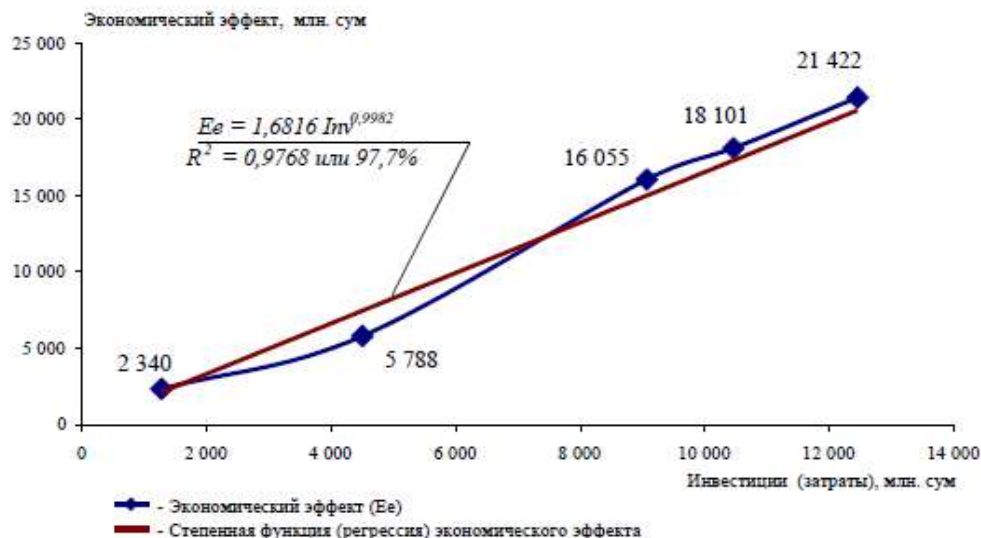


Рис. 2. Зависимость экономического эффекта инновационной деятельности

Таблица 1

Прогноз ожидаемого экономического эффекта от инновационной деятельности НГМК на 2013-2014 гг., в млн. суммах

Показатель	2013 г.	2014 г.	Темпы роста, %		
			2013/2012	2014/2012	2014/2013
Инвестиционные затраты	13 472	14 566	128,8	139,3	108,1
Экономический эффект	22 270	24 075	123,0	133,0	108,1

$$Ee(Inv) = 1,6816 \cdot Inv^{0,9982} = 1,6816 \cdot (7098,8 \cdot \ln(t) + 752,48)^{0,9982}$$

при $R^2 = 0,9751$ или 97,5%.

Таким образом, можем сформулировать следующие выводы по экономической эффективности Концепции инновационного развития НГМК:

Реализация концепции инновационного развития НГМК на период до 2020 г. позволяет обеспечить значительный уровень ожидаемой экономической эффективности производства (при расчетном коэффициенте 1,72 и

тренда t ;

- экономический эффект от выполнения научно-исследовательских и инновационных работ:

$$Ee = -605,36 \cdot t^2 + 8679,8 \cdot t - 6639,4$$

при $R^2 = 0,957$.

- производственная функция экономического эффекта инновационного развития НГМК (рис. 2):

более).

При сохранении сложившихся тенденций инвестиционно-инновационной политики комбинат только за счет своей инновационной деятельности может иметь дополнительную годовую экономию в размере 22-24 млрд. сумов в год (табл. 1).

Список литературы:

1. Санакулов К.С., Мадаминов Ш.А. Концепция инновационного развития НГМК // В журнале «Горный вестник Узбекистана», №3/2011. –С.75-81.
2. Шеметов П.А., Сытенков В.Н. и др. Формирование условий устойчивого развития Кызылкумского региона. – Т.: Iqtisod-toliya, 2010.
3. Улашев И.О. Оптимизация комплексного использования минерально-сырьевых ресурсов региона (на примере Навоийского вилоята) // В сборнике научных статей 2-го Форума экономистов Узбекистана. - Ташкент: ИПМИ, 2010. –с.214-220.

УДК 9(575.1)

© Қаршиев Р.М., Қурбонов Х.Р. 2014 й.

ҲАЁТ СИНОВЛАРИ ЁҲУД ЯНА БИР ИНСОН ТАҚДИРИ

Қаршиев Р.М., Навоий давлат педагогика институти тарих факультети декани, тарих фанлари номзоди, доцент; Қурбонов Х.Р., НДПИ “Ўзбеситон тарихи” кафедраси мудири, тарих фанлари номзоди

В статье изложены рассуждения о последствиях вынужденной коллективизации, раскулачивании и политических репрессиях в Узбекистане Советским правительством в 30-х гг. XX века, а также репрессии религиозных деятелей.

Ключевые слова: национальная независимость, система Советского периода, прошлое, коллективизация, раскулачивание, ссылка, репрессирование, верующие, «без вины виновные», достоверная история, настоящее время, ишан, имам.

Discourses are stated in this article about consequence compelled to collectivization's, political repression in Uzbekistan Soviet government for 30 NN age, and in this process of the repressions of the religious figures.

Key words: National independence, soviet period, ancient, collectivization's, fist, exile, deports, religious, ishan, even-handed history, present day.

Миллий истиқлол ўзбек халқи тарихида тамоман янги даврни бошлаб берди. Бу эса миллий дунёқараш, миллий тафаккур, миллий ғоя, умуминсоний

қадриятлар, виждон эркинлиги, маънавий янгиликлар, миллий ўзликни англаш, айниқса, тафаккур ва тарихий ҳақиқатнинг қарор топишида муҳим омил

хисобланади.

Президентимиз истиқлол қўлга киритилгунга қадар яқин ўтмишда халқимиз ўз бошидан кечирган мустамлака даври ҳақида тўхталиб: “Қарийб 150 йил давом этган, тарихимизнинг том маънодаги қора кунлари бўлмиш ўша замонда бир пайтлар ўзининг қудратли давлатчилиги, буюк фарзандлари, юксак илму маданияти, обод шаҳар ва кишлоқлари билан дунёни ҳайратда қолдирган эл-юртимиз қандай оғир машаққатларга дучор бўлганини яхши биламиз” [1], - деб таъкидлайди.

Дарҳақиқат, мустабид тузум давридаги мажбурий коллективлаштириш, қулоқлаштириш, сургун каби қатагон сиёсатлари халқни-халқ, миллатни-миллат, инсонни - инсонлигидан айирди. Қатагон совет давлатининг, тузумининг оммавий жазолаш, қийноққа солиш, беғуноҳ халқни асоратда, тутқунликда ушлаб туриш, қўрқитиш, босим, тазйиқ ўтказиш қуролига айланди. Бу қатагон барча халқлар қаторида Ўзбекистон халқи бошига ҳам мислсиз оғир кулфатлар ёғдирди.

Ўзбекистон Республикаси Президенти И.А. Каримов: “Эл-юртимиз тақдирига даҳлдор бўлган тарихий адолатни тиклаш, халқимиз ва миллатимизнинг яқин ўтмишидаги ёпиқ саҳифаларини тўла очиб бериш, шу тарихдан сабоқ чиқариб, бугунги ва келажак ҳаётимизга онгли қарашни шакллантириш, беғуноҳ қурбон бўлган инсонлар хотирасини абадийлаштириш биз учун ҳам қарз, ҳам фарз” [2], – дея таъкидлайди.

Кейинги йилларда совет ҳукмронлиги даврида амалга оширилган коллективлаштириш, қулоқлаштириш, сургун, қатагон сиёсатларини ўрганиш ва холис тарихни яратишда Ўзбекистон Республикаси Президенти И.А. Каримовнинг 1999 йил 12 майдаги “Қатагон қурбонлари хотирасини абадийлаштириш тўғрисида”ги фармони, Ўзбекистон Республикаси Вазирлар Маҳкамасининг 1999 йил 22 июлдаги “Ватан озодлиги йўлида қурбон бўлган фидойилар хотирасини абадийлаштириш тўғрисида”ги қарори ҳуқуқий асос бўлди.

1929 йилга қадар собиқ Совет иттифоқи микёсида қулоқ хўжалиқларини белгилаш бўйича ягона ҳуқуқий ҳужжат бўлмаган. Ҳар бир комиссарлик ва муассаса қулоқ хўжалиқлари белгиларини ўз идоравий мезонларидан келиб чиқиб белгилаган.

Бунда ёлланма меҳнатдан фойдаланиш, ерни ва кишлоқ хўжалиқ анжомларини ижарага бериш, судхўрлик, савдо ва тижорат воситачилиги билан шуғулланиш қулоқ хўжалиқларини белгилашда мезон қилиб олинган.

1929 йил 21 майда иттифоқ ХКС (Халқ Комиссарлари Совети) “Қулоқ хўжалиқлари белгилари тўғрисида” қарор қабул қилди.

1930 йилдан Ўрта Осиёда ёппасига

коллективлаштириш ва қулоқларни синф сифатида тугатиш сиёсатидан келиб чиқиб, қулоқ хўжалиқларини белгилашнинг ижтимоий-иқтисодий белгиларига барҳам берилади, бунда сиёсий мезонлар асосий ўрин эгаллайди ва бу ҳол кейинчалик сиёсий қатагонларга сабаб бўлади.

Бу ўринда 1930 йил 6 апрелдаги “Меҳнат тўғрисидаги қонунлар кодекси тадбиқ этилиши лозим бўлган қулоқ хўжалиқларининг белгилари ва шундай хўжалиқларни ҳисобга олиш тартиби тўғрисида”ги 52-сонли қарори ҳақида тўхталиш жоиз. Давлат ва ҳукуматнинг қулоқлаштириш масаласидаги мазкур директив кўрсатмасига асосан, қандай хўжалиқларни қулоқ хўжалиқлари деб топиши мумкин, деган саволга жавоб топиш мумкин эди. Унга кўра:

Қишлоқ хўжалиқ ишларида, касб-ҳунармандчиликда, корхоналарда, пахта экиладиган, боғдорчилик, узумчилик, полизчилик ва чорвачилик хўжалиқларида ёлланма меҳнатдан фойдаланадиган; тегирмон, обжувоз, турли дон, меваларни қуритадиган ва тозалайдиган ҳамда бошқа саноат корхоналарига эга бўлган; оиласида меҳнатга яроқли эркаклар ва ўз ерига ишлов бериш учун хўжалиқ имкониятлари бўла туриб, ўз ерини ижарага берувчи ёки унга чорикорлар орқали ишлов берувчи; савдо ва саноат йўли билан эксплуатация қилиш мақсадида боғ, узумзор ва шунга ўхшашларни ижарага олувчи; аъзолари савдо, судхўрлик билан шуғулланувчи ёки меҳнат қилмай бошқа даромад оладиган, шу жумладан, диндорлар ва рухонийлар хўжалиқлари қулоқлаштирилган [3].

Ўзбекистон ХКС 1932 йил 21 майда “Қулоқ хўжалиқлари белгилари тўғрисида”ги навбатдаги янги қарорни қабул қилди. Қарорга кўра қуйидаги белгиларга эга хўжалиқларни қулоқ хўжалиғи деб топиш белгиланган:

- қишлоқ хўжалиғида, ташкилотида, ишлаб чиқаришида, ёлланма ишчи кучидан фойдаланган;

- ер майдонини тўлиқ ёки қисман ижарага берган;

- хўжалиқ ишлаб чиқариш, шамол ва сув кучи билан двигателъ юритган, 150 сўмдан ортиқ фойда оладиганлар, ишлаб чиқаришда от кучидан фойдаланган;

- ижарага берилган ташкилот ёки қурилиш жойларидан олинадиган даромади 350 сўмдан ошиқча бўлган;

- савдо, даллоллик, карвонсарой, чойхона (йиллик даромад 300 сўмдан ошса) ва бошқа тадбиркорлик ишлари билан шуғулланган;

- судхўрлик билан шуғулланувчи;

- диний хизматчи, рухоний, имом ва бошқалар, шулар жумласидан

Қулоққа тортиш ва сургун қилишда кўпдан-

кўп хаддан ошишлар, зўравонликлар, чегарадан чиқишлар, ўзбошимчаликларга йўл қўйилган. ОГПУ ахборот бўлимининг 1930 йил 17 майдаги кулоқ қилишнинг тахминий натижалари ва йўл қўйилган хатоликлар ҳақидаги маълумотномасида, айрим районларда кулоқлаштириш жараёнларда қўпол бузилиш ҳолатлари, кулоқ қилинганлар таркибига ўрта ҳолларнинг ҳам каттагина қисми киритиб юборилганлиги таъкидланган

ВКП(б) МК Ўрта Осиё Бюроси 1930 йил 28 январда “Кулоқларни синф сифатида тугатиш билан боғлиқ тадбирлар тўғрисида” қарорни қабул қилади. Қарорда колхозчилик ҳаракати кўп жиҳатдан қишлоқ хўжалигини тез суръатлар билан техникавий жиҳатдан қайта қуролантиришга асос бўлгани, деҳқонларнинг оммавий ҳаракати асосида бир қатор районларда ёппасига коллективлаштириш учун қулай шарт-шароитлар етилгани қайд этилган.

ВКП(б) МК Сиёсий бюросининг 1930 йил 30 январдаги “Ёппасига коллективлаштириш районларида кулоқ хўжаликларини тугатиш тадбирлари тўғрисида”ги қарори ҳукуматнинг қатағон сиёсати авж олаётганлигидан дарак берувчи ҳол эди.

1930 йил 30 январдаги ВКП(б) МК Сиёсий бюросининг “Ёппасига коллективлаштириш районларида кулоқ хўжаликларини тугатиш тадбирлари тўғрисида”ги қарори ҳукуматнинг қатағон сиёсати авж олаётганлигидан дарак берувчи ҳол эди.

Совет ҳокимиятининг динга муносабати номигагина бўлиб, 30 - йилларда динга, диндорларга узоқ вақт ўзларини ўнглаб ололмастикка, ўлимга, қочиб ёки яшириниб жон сақлашга тўғри келадиган даражада қаттиқ зарба берилди.

Миллий хис-туйғулар, ўз-ўзини англаш, ватанпарварлик, ғурурланиш, фахрланиш ва бошқа олий инсоний фазилатлар ҳибса олинди [4].

XX асрнинг 30 – йилларида қабул қилинган қатор меъёрий ҳужжатлар асосида коллективлаштириш сиёсати амалша оширилди.

Қишлоқ хўжалигини коллективлаштиришнинг бош мақсади шаҳардаги индустриални моддий ва ишчи кучи билан таъминлаш, бунинг учун деҳқонлар мулкни экпроприация [5] қилиш, ўзларини кулоққа тортиш, синф сифатида тугатиш, давлатнинг қишлоқ хўжалиги хусусий сектори устидан назоратини ўрнатиш асносида маҳсулотни қишлоқдан шаҳарларга кўчиришдан иборат бўлди [6].

Қишлоқ хўжалигини коллективлаштиришнинг оммавий ҳаракати 1929 йил охирларидан бошланди. Бунга СССР ВКП(б) МК бош қотиби И.В. Сталиннинг 1929 йил 7 ноябрда “Правда” газетасида эълон қилган “Буюк бурилиш йили” деб номланган мақоласи ўзига хос туртки бўлди.

Мақола эълон қилинган, бутун мамлакатда бўлгани сингари Ўзбекистон ҳудудларида ҳам коллективлаштириш оммавий ҳаракат тусини олди. Аслида И.В. Сталин урғу берган “буюк бурилиш йили” иборасида иқтисодиётни ривожлантиришга алоқадор алоҳида бир хусусият йўқ эди. Аксинча, “буюк бурилиш йили” иқтисодиётни ривожлантириш эмас, балки уни тамоман вайрон қилишга қаратилган сунъий тадбир эди.

Унинг аянчли, айтиш мумкинки, фожеали белгилари кўпроқ қишлоқ хўжалигини коллективлаштириш сиёсатида намоён бўлди [7]. Мана шу фикр 1929 йил ноябрь ойидаги ВКП(б) МК пленумида партия директиваси даражасига кўтарилди. Пленум коллективлаштириш суръатларини хаддан ташқари кучайтириш, унга оммавий тус беришдан иборат аниқ вазифа қўйди. 1929 йил 27 декабрда аграр марксчилар конференциясида сўзга чиққан И.В. Сталин “ёппасига коллективлаштириш асосида кулоқларни синф сифатида тугатиш” ширини эълон қилди [8].

Иттифоқ Ички ишлар халқ комиссари, “темир нарком” номини олган Н. Ежов томонидан 1937 йил 30 июлда “собиқ кулоқлар, жиноятчилар ва бошқа советларга қарши унсурларни қатағон қилиш операцияси тўғрисида”ги 00447-сонли мутлақо махфий ва оператив буйруғи қабул қилинди [9].

Бу буйруқ қатағоннинг оммавий тус олишига бош омил бўлди. Унга мувофиқ, 1937 йил 10 августдан то 1938 йил 1 январгача бўлган вақтда Ўзбекистон бўйича жами 10700 киши қамокқа олинган, улардан 3613 киши 1-тоифа бўйича отувга, 7087 киши 2-тоифа бўйича 8-10 йил қамок жазосига ҳукм қилинган [10].

Аслида буйруқ бўйича Ўзбекистондан биринчи тоифа бўйича 750 киши, иккинчи тоифа бўйича 4000, жами 4750 киши қатағонга тортилиши кўрсатилган [11] бўлса-да, амалда бу “топшириқ” ортиги билан бажарилган. Ушбу буйруқ ижросини таъминлаш учун барча чора-тадбирлар ишлаб чиқилган. Республикалар, ўлкалар ва вилоятлар ҳудудларида маҳаллий шароитлар ва юзага келган вазиятга мувофиқ оператив секторлар ташкил қилинган [12].

Қатағон қилингаларнинг аксарияти, яъни 70-74 фоизи “собиқ кулоқлар” ва деҳқонлар бўлганлигини таҳлиллар исботлади. Уларнинг ижтимоий таркиби таҳлил қилинганда, 100 турдан ортиқ касб – кор эгалари бўлганликлари маълум бўлди. Собиқ кулоқ, кулоқнинг ўғли, бой, савдогар, амир амалдори, ўқитувчи, диндор (имом, эшон, руҳоний, мулла), талаба, колхоз раиси, ҳарбий аскар, жандарм, дворян ва помещик, собиқ босмачи, юрист, ҳисобчи, техник, механик, трест бошлиғи, машинист, комендант, кутубхоначи, кассир, таржимон, илмий ходим, табиб, соқчи, тегирмончи, қурувчи, архитектор, ферма мудир,

ветеринар, агроном, ёзувчи, артист, бригадир, фотограф, шофёр, лаборант, база бошлиғи, темирчи уста, косиб, нонвой, боғбон, уй бекаси ва бошқалар шулар жумласидан.

Қатағоннинг энг юқори босқичга кўтарилган даври, яъни 1937-1938 йилларда минглаб юртдошларимиз қатағон қиличидан ўтказилди, ГУЛАГ камокхоналарига ташланди. Уларнинг оила аъзолари кулфат, азоб, изтироб ва зўравонликларга дучор қилинди.

Оммавий қирғин бора-бора шу даражага етдики, НКВД ходимларига “айбсиз” ларга айб қўйиб, қамокқа олиш юзасидан берилган режалардан ошириб иш бажарганлар рағбатлантирилган. Шу тариқа бу ҳол ходимлар ўртасида “ким ўзди” мусобақаларига айланиб кетган.

Қолаверса, ходимлар орасида, аҳолига қарата: “Агар сен яхши одам бўлсанг, нега сени ҳалигача хибсга олмадилар?” - деган қулгули, аммо аламли иборалар тарқалган.

1929-30 – йилларда республикадаги юзлаб масжидлар ёпилган. Муқаддас зиёратгоҳлар, намозгоҳлар ва қадамжолар вайронага айлантирилиб, улардаги ёғоч, ғишт ва бошқа қурилиш материаллари омбор, касалхона, чойхона, клуб ва бошқа иншоотлар қурилишига олиб кетилган. Бу каби қурилишларга, ҳатто кабристондаги ғиштлири ҳам олинган [13].

Масжидлар билан бирга вақф мулкларига қаршли уй-жойлар, хонақоҳлар, ҳаммом, тегирмон, дўконлар ҳам ярим вайрона ҳолатига келтирилган, кўпчилиги йўқотиб юборилган. Диндорлар ва диний ташкилотларга тегишли бўлган боғ ва ер майдонлари ташландиқ жойга айланган, вақфкор деҳқонлар эса ярим оч, қашшоқ ҳолда яшаган.

Динга ва диндорларга қарши кураш фақатгина диний муассасаларни ёпиш билан эмас, балки худосизликни кенг миқёсда ташвиқ ва тарғиб қилиш билан ҳам олиб борилган. Ўзбекистон ССР Маориф комиссарлиги қошида сиртдан таълим берадиган динга қарши курашувчилар институти очилиб, 18 ёшдан бошлаб таълим оладиганлар тарғибот ишларига йўналтирилган [14].

Ушбу ҳолатларни таърифлаган Мусо Туркистоний: “Намоз, рўза ўртадан кўтарилди. Қуръон ўқиш мамнуъ (ман), қурбонлик йўқ, қўй, мол, сўқум суюлмайду. Қурбонлик қилгани жазоси маҳкамада, 5 йиллик сургунга маҳқум, ҳақиқатда эса, қайтиб келмайду, деган ҳукмномада ишора (шифра) бордур. Бир киши закот берса, ва ё бошқа диний ибодатлари ила уни диндорлиғи собит бўлса, уни жазоси Сибир, яъни энг совуқ минтақалардин ўрмонликка қарағай дарахтларини кеса-кеса ўлишга маҳқумдир.

Халқда диний байрамлар йўқ, жумъа таътиллари

йўқ, йўқдур” [15], – деб таъкидлайди. Мусулмонларнинг умрида бир марта амалга оширадиган Ҳаж сафарлари ҳам тушга айланган.

Фақатгина 1929 йил январдан 1933 йилгача мустабид тузум республика миллий зиёлиларининг 217 вакилини – ёзувчилар, журналистлар, ўқитувчилар ва ҳоказоларни қатағон қилди, улардан кўплари отилди [16].

Биргина 1937 йилнинг декабрь ойида “учлик”нинг қарори билан қатағон қилинган 3644 кишидан 353 нафари имомлар, эшонлар, муллалар ва бошқа диний хизматчилар бўлган. Бу эса қатағон қилинганлар умумий сонининг 10 фоиздан ортиғини ташкил қилган.

Бунга яққол бир мисол тариқасида уч марта қатағонга учраган Нуроталик Саиджон эшон Мансурхон эшон ўғли ҳаётидан бир лавҳани келтириш мумкин. Саиджон эшоннинг невараси Ҳожи Бобохон эшон қуйидагиларни сўзлаб берди: “Саиджон эшон эл орасида авжи камолда бўлган пайтда, яъни 1930 йилларда барча саводли муллолар таъкиб қилиниб, истибодод кишига тушади, қамок ва сургун азобидан маърифат вайрон бўлади, не-не илм хазиналари бўлган китоблар ер остига кўмилади. Саиджон эшон 1933 йилда ноҳақ айблар билан биринчи бор 5 йилга қамалади.” [17]

Ушбу маълумотларнинг қанчалик тўғри ёки нотўғри эканлигини Нурота тумани архивида сақланаётган ҳужжатлар исботлаб берди: “Республика ЖКнинг 80-моддаси 3-қисми билан Нурота шаҳрида туғилган, 46 ёшли, ижтимоий келиб чиқиши эшон ва ижтимоий табақаси катта эшон бўлган, Бухородаги Хўжа Порсо мадрасасини тамомлаган, имом оиласида туғилиб ўсган Саид Мансуров қамокқа олинди. У билан укаси 36 ёшли, Саидато масжиди имом хатиби, исломий мактабда таҳсил олган Ато Мансуров, яна бир укаси 25 ёшли Ҳалимжон Мансуров (ёзма саводи йўқ) ҳам қамокқа олинди. Айби: улар олий руҳоний-эшон ҳисобланиб, молия бўлимига тўланиши мажбурий бўлган солиқни ўз вақтида тўламай, бошқа жойда яшаб юрганлигида.” [18]

1938 йилда қамок ва сургун муддатини ўтаб қайтган эшон диний фаолияти билан бир қаторда “Сталин” номли колхозда мироблик қилади, пахта ва бошқа экинларни суғоради. Уларнинг тинч ҳаёти, омманинг ихлоси тузум раҳнамоларини ташвишга солмай қўймади. Шунинг учун ҳам ўта жўн тухмат: “Ҳассаси билан ғўзадаги кўрақларни қасдан уриб туширди, колхоз сувидан ғаразли фойдаланди”, деган уйдирма билан 6 йил қамок ва 3 йил сургун жазосига ҳукм этилади [19].

Ўша вақтларда Нурота район ижроқўмининг котибаси бўлиб ишлаган Пўлатой Сафарованинг таъкидлашича, жазоларни ўтаб қайтган Саид эшоннинг қароматларидан ҳукумат ходимлари

кўрққанлиги сабабли, у кишини отувга ҳукм қила олмаган. Ваҳолангки, улар биргина чора, камаш ва яна камаш билан ўч олганлар.

Оқибатда, болаларга диний таълим бермоқда, деган уйдирма билан учинчи марта қамокқа олганлар.

Ҳожи Бобоҳон эшон (ҳозирда ҳаёт) саъй-ҳаракатлари билан, қатағон зулмига учраган Саид Мансурхон эшон 2001 йилда Ўзбекистон Республикаси Олий суди қарори билан реабилитация қилинган, Нуротанинг бир қишлоғига Саидхон эшон номи берилган.

Ўзбекистон Республикаси Олий судининг 2001 йил 13 июндаги 5пл-01-2001 – сонли хати Ўзбекистон Республикаси Прокуратурасига ва унинг нухаси Навоий вилояти, Нурота тумани “Мозор” қишлоғида яшовчи У.Саидовга юборилган.

Ўзбекистон Республикаси Прокуратурасининг 2001 йил 28 июндаги №13-403-00 сонли хати Навоий вилоят Нурота тумани “Мозор” қишлоғида яшовчи У.Саидовга юборилган. Хатнинг мазмуни куйидагича:

“Сизга, сиёсий қатағон қурбони бўлган бобонгиз – Саиджон Мансурхўжаевнинг оқланганлиги ҳақидаги маълумот юборилмоқда.” (имзо)

Ўзбекистон Республикаси Прокуратурасининг 2001 йил 28 июндаги №13-403-00 сонли хатига билан оқланганлик ҳақидаги маълумотноманинг мазмуни куйидагича эди: Ўзбекистон Республикаси

прокуратурасининг протестига асосан Ўзбекистон Республикаси Олий суди Пленумининг 2001 йил 1 июндаги қарори билан 1885 йил Нурота туманида туғилган, ўзбек, оилали, Нурота қишлоқ советида яшаб келган ЎзССР Жиноят кодексининг 80-моддасини 3-қисми биланайбланган Мансурхўжаев Саиджонга нисбатан бўлган Нурота туман 90-бўлим судининг 1933 йил 19 июндаги ҳукми ва ЎзССР Олий суди жиноят ишлари бўйича судлов ҳайъатининг 1938 йил 16 апрелдаги ажрими бекор қилиниб, унинг қилмишида жиноят таркиби бўлмаганлиги сабабли иш ҳаракатдан тугатилган ва у жиноят иши бўйича оқланган. (имзо)

Бу қирғинларнинг асл мақсадлари ҳақида гапириб: “Ҳар ҳолда эл манфаатини кўзлаб эмас, шахсий ғараз ва паст ниятлар билан эл ва элатларнинг, миллат ва халқларнинг темир панжара, тиконли сим ортида қаттиқ назорат исканжасида тутиб турилиши машинаси тинмай ишлаб, “янги уфқ”ларни забт этди” [20], - деб таърифлайди Ф.Қиличев.

Дарҳақиқат, Бугунги мустақиллик, миллий мафкура, миллий менталитетга асосланган ҳақиқатларда совет ҳукуматининг ёппасига коллективлаштириш сиёсати ўша давр фожеаси сифатида талқин қилинмоқда.

Миллий ислоқдол шарофати “ўтган замонларда” “айбсиз айбдор” деб топилган яна бир юртдошимизни оқлаб берди.

Фойдаланилган адабиётлар:

1. Каримов И.А. Юсак маънавият – энгилмас куч. Тошкент: Маънавият, 2008. – Б. бет.
2. Каримов И.А. Юсак маънавият – энгилмас куч. – Тошкент: Маънавият, 2008. – Б. 98.
3. Батафсил қаране: Шамсутдинов Р. Қишлоқ фожеаси: жамоалаштириш, кулоқлаштириш, сургул. Тошкент: Шарқ, 2003. – Б. 89.
4. Зиёев Ҳ. Ўзбекистон мустақиллиги учун курашлар тарихи. Тошкент. – Б. 377.
5. Экспроприация – давлат ҳокимияти томонидан мажбурий равишда (ҳақини тўлаб ёки тўламасдан) мулкдан маҳрум қилиш. (Ўзбекистон Миллий энциклопедияси. 10-жилд. – Тошкент: ЎзМЭ давлат нашриёти, 2005. – Б. 170.).
6. Алимова Д., Шамсутдинов Р. К изучению проблемы историографии и истории коллективизации сельского хозяйства // O'zbekiston tarixi, 2007. – № 1. – С. 25.
7. Шамсутдинов Р., Каримов Ш. Ватан тарихи. Иккинчи китоб, иккинчи қисм. – Андижон: Мерос, 1998. – Б. 348.
8. Аминова Р. Коллективлаштириш – қашшоқлаштириш демак // Шарқ юлдузи. – Тошкент, 1992. – № 12. – Б. 185.
9. Трагедия советской деревни... Т. 5. Кн. 1. Трагедия советской деревни. Коллективизация и раскулачивание. Документы и материалы. 1927-1939 гг. в 5 томах. Сост.: В. Данилов, М. Кудюкина и др. – М.: РОССПЭН, 2002– С. 331-337.
10. Шамсутдинов Р. Қатағон қурбонлари. Иккинчи китоб. Тошкент: Шарқ, 2006. – Б. 6.
11. Репрессия. 1937-1938 годы. Документы и материалы. Выпуск 1. Тошкент: Шарқ, 2005. – С. 35.
12. Шамсутдинов Р., Суфихўжаева Н. Қатл этилган андижонлик собиқ “кулоқ”лар // Ватанамиз ўтмишидан. (Илмий мақолалар тўплами). – Андижон, 2007. – Б. 118.
13. ЎзР МДА, Р. 66-фонд, 1-рўйхат, 5372-йиғма жилд, 799-варақ.
14. ЎзР МДА, Р. 94-фонд, 5-рўйхат, 1423-йиғма жилд, 15-варақ.
15. Мухаммад Мусо Туркистоний. Улуғ Туркистон фожеаси. 1-жузъ. Мадина, – Б. 370.
16. Ўзбекистоннинг янги тарихи. Ўзбекистон совет мустамлакачилиги даврида. Тошкен: Шарқ, 2000. – Б. 320.
17. Дала материалларидан. Ушбу маълумотларни “Мерос” илмий экспедицияси натижасида ҳожи Бобоҳон эшон хотираларидан ёзиб олинган. 2008 йил 5 апрель. Нурота шаҳри.
18. Нурота тумани давлат архиви, 20-фонд, 1-рўйхат, 154-йиғма жилд, 236-237-варақлар.
19. Мустафоев С. Нур ато этган Нурота. – Тошкент: Истиқлол, 2004. – Б. 27.
20. Қиличев Ф. Зулматдан садолар. – Тошкент: Адолат, 1994. – Б. 9.

**Заслуженный деятель науки и техники,
академик Академии наук Республики Узбекистан
Рахимов Вахоб Рахимович**



Горно-техническая и научная общественность Узбекистана глубоко скорбит по поводу безвременной смерти замечательного человека, крупного ученого в области геологии и горных наук, опытного педагога и организатора высшей школы, академика Академии наук Республики Узбекистан Рахимова Вахоба Рахимовича.

Вахоб Рахимов родился в 1934 году в Самарканде. В 1957 году окончил Среднеазиатский политехнический институт и начал трудовую деятельность научным сотрудником горнорудного отдела Академии наук Узбекистана.

Позже обучался в аспирантуре Московского института горного дела.

В 1962 году защитил кандидатскую диссертацию, в 1971 году – докторскую.

В 2000 году был избран членом Академии наук Республики Узбекистан.

В.Р. Рахимов - видный ученый в области технологии разработок месторождений полезных ископаемых и горной геомеханики. Разработанные под его руководством методические рекомендации по безопасному ведению горных работ и расчету конструктивных параметров камерно-столбовой системы разработки внедрены и нашли широкое применение при проектировании системы разработки целого ряда рудных месторождений: Ингичкинского, Койташского, Миргалимсайского, Джебказганского, Гаурдакского и других. При внедрении этих разработок достигнуто значительное сокращение потерь руды в целиках.

В.Р. Рахимов широко известен в научных кругах как один из ведущих ученых в области горных наук. Своими трудами, посвященными изучению геомеханических процессов при разработке ме-

сторождений полезных ископаемых, исследованию проявления горного давления в динамической форме на рудниках, обоснованию рациональных схем вскрытия, подготовке и разработке месторождений с учетом влияния тектонических полей напряжений, созданию новых способов добычи и совершенствованию технологий разработки золоторудных и вольфрамо-молибденовых месторождений, исследованиям по проблеме комплексного, рационального использования недр и совершенствования методики оценки месторождений на базе динамических кондиций, заслужил признание научной общественности не только стран независимых государств, но и дальнего зарубежья.

Множество статей и монографий, научных изобретений известного ученого В.Р. Рахимова, посвященных теоретическим и практическим вопросам добычи горных пород, хорошо известны специалистам сферы и научной общественности. Под его руководством подготовлены десятки кандидатов и докторов наук.

Память о Вахобе Рахимовиче Рахимове сохранится в сердцах всех горняков и ученых Узбекистана.

ГП «Навоийский горно-металлургический комбинат», ОАО «Алмалыкский горно-металлургический комбинат», Ташкентский государственный технический университет, Навоийский государственный горный институт, ГУП Узбекский научно-исследовательский и проектный институт геотехнологии и цветной металлургии «O'zGEORANGMETLIT», ОАО «Узбеккумир», редакционный совет «Горный вестник Узбекистана».

ПОРЯДОК ОФОРМЛЕНИЯ СТАТЕЙ ПРИ ПУБЛИКАЦИИ В ЖУРНАЛЕ «ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА»

1. Перед заглавием статьи необходимо указать шифр согласно Универсальной десятичной классификации литературы (УДК), его можно узнать из каталогов в бюро технической информации или библиотеке.

2. Статья должна включать заголовок, **аннотации** на английском и узбекском (латиница) языках (если текст тезиса на русском языке) и на английском и русском языках (если текст тезиса на узбекском языке), анкетные данные авторов (фамилию, имя, отчество, ученую степень и звание, занимаемую должность, телефон и место работы).

3. К статье необходимо приложить экспертное заключение о возможности опубликования статьи.

4. Статью (в формате текстового редактора Word для Windows) и экспертное заключение (сканированный вариант) можно передать по e-mail: _Z.Nakberdieva@cru.ngmk.uz и YuD.Norov@ngmk.uz

5. Единицы измерения в статье должны выражаться в единицах СИ в соответствии с Государственным стандартом Узбекистана O'zDSt 8.012:2005 «Государственная система обеспечения единства измерений Республики Узбекистан. Единицы величин».

**ЩЕБЕНЬ
ИЗВЕСТНЯКОВЫЙ,
ИЗВЕСТЬ**

Производство и реализация щебня известнякового из плотных горных пород для строительных работ и получения извести

- смесь щебня фракции свыше 5 - 20 мм.
- щебень фракции свыше 20 - 40 мм.
- щебень фракции свыше 40 - 70 мм.

Производство и реализация извести воздушной, не гашеной, кальциевой, быстрогасящейся, 1 сорта.

Продукция сертифицирована.

НГМК
Центральное рудоуправление
т.ф. (8 438) 577 43 42, (8 438) 577 42 10 факс (8 438) 577 20 20
info@ngmk.uz s.boyakova@cru.ngmk.uz