

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

Ta'sislar:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir:

Norov Yu.D.

Bosh muharrir o'rinbosarlari:

Salomov F.I., Shemetov P.A.

Tahririyat kengashi:

Abduraxmonov S.A., Bekmurzayev B.B., Bibik I.P.,
Gulyamov B.V., Isokov M.U., Kosimov M.O.,
Muxiddinov B.F., Popov Ye.L., Raimjanov B.R.,
Rahimov V.R., Sagdiyeva M.G., Sanakulov K.S.,
Sattarov G.S., Snitka N.P., Turesebekov A.X.,
Farmanov A.K., Xalikulov E.X., Yakubov M.M.

Jurnal O'zbekiston matbuot va axborot
Agentligida 2006 yil 13 dekabr kuni ro'yxatga olin-
gan bo'lib 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: I.Bibik@cru.ngmk.uz

Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz

E.Romanova@cru.ngmk.uz

Sayt: <http://www.nkmk.uz>, www.ziyonet.uz**Kompyuter sahifasi:**

Romanova E.Yu.

Tahliliy guruh:

Norov J.A., Sayfiyeva X.S., Fursov A.I.

Dizayn:

Ubaydullayev Y.B., Umarov I.A.

Saytda chop etish uchun mas'ul:

Davlatov B.R.

Chop qilindi:

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

Nashr etishga 22.10.2013 y. imzolandi
A3 formatda

Adadi 550 nusxa
O'zbekiston konchilik xabarnomasi 2013

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ**YUBILEYLAR / ЮБИЛЕИ**

Кадыров А.А. XXV лет Межотраслевому центру стратегических инноваций и информатизации	3
Ваккасов Б. А. Вчера, сегодня, завтра медеплавильного завода АГМК	13

**GEOTEKNOLOGIYA VA BOYITISH /
ГЕОТЕХНОЛОГИЯ И ОБОГАЩЕНИЕ**

Санакулов К.С., Эргашев У.А., Ахатов Н.А. Усовершенствование технологии сорбционного цианирования продукта биоокисления на ГМЗ-3	20
Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С., Абдуллаев Ж.Я., Саидахмедов Ж.А. Способ дробления массива разнопрочных горных пород щелевыми зарядами взрывчатых веществ с использованием кумулятивного эффекта	25
Норов Ю.Д., Рахманов Р.А., Фурсов А.И., Абдуллаев Ж.Я. Применение эмульсионных взрывчатых веществ при изготовлении зарядов с кумулятивным эффектом для дробления негабаритов	29
Шеметов П.А., Бибики И.П. Совершенствование технологии производства эмульсионных взрывчатых составов	34
Шеметов П.А., Заиров Ш.Ш., Лунин С.В. Интенсификация технологических процессов циклично-поточной технологии в карьере Мурунтау	38
Малухин Н.Г., Маркелов С.В., Баймурзаев Х.Р., Аликулов Ш.Ш. Кинетика формирования растворов при выщелачивании урана из карбонат-сульфидосодержащих руд	42
Насиров У.Ф., Норов Ж.А., Абдуалимова Ю.А., Амиркулов Ф.Ш. Методика исследования процесса коагуляции рудного штабеля ...	47
Насиров У.Ф., Норов Ж.А., Норматова М.Ж. Формирование скважинных зарядов взрывчатых веществ в обводненных условиях	50
Уринов Ш.Р., Эгамбердиев О.М. Методика физического моделирования действия траншейных зарядов выброса	55
Аликулов Ш.Ш. Особенности фильтрации растворов выщелачивания на границе твердое тело – жидкость	57
Пастухин Д.В., Толипов Н.У., Заиров Ш.Ш. Взаимосвязь конструкции рабочего борта карьера с производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса	60
Махмудов А.М., Олмосов Ш.К., Исламов Т.Н. Выбор технологии бурения и современных буровых агрегатов	64
Эзозхонов А.Н. Определение технологических схем ведения горных работ на месторождениях Зармитанского рудного поля	67
Мушоряпов И.А., Иванова И.А., Шарафутдинов У.З. Влияние фосфат иона на эффективность технологического процесса получения сульфат уранила и выбор оптимальных способов очистки анионита	70
Фозилов Э.М. Типизация горно-геологических явлений, развитых в подземных горных выработках	73
Норов Ж.А., Бешимов О.Э. Влияние расстояния между шпурами на эффективность контурного взрывания при сооружении подземных выработок	76

ГЕОМЕХАНИКА / ГЕОМЕХАНИКА

Рахимов В.Р., Мингбаев Д.И. Исследование напряженно-деформированного состояния Северного борта карьера Кальмакыр с учетом геодинамической активности разломов	78
--	----

**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:

Саломов Ф.И., Шеметов П.А.

Редакционный совет:

Абдурахмонов С.А., Бекмурзаев Б.Б., Бибик И.П.,
Гулямов Б.В., Исоков М.У., Косимов М.О.,
Мухиддинов Б.Ф., Попов Е.Л., Раимжанов Б.Р.,
Рахимов В.Р., Сагдиева М.Г., Санакулов К.С.,
Саттаров Г.С., Снитка Н.П., Турсебеков А.Х.,
Фарманов А.К., Халикулов Э.Х., Якубов М.М.

Журнал зарегистрирован в узбекском
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство № 0033
от 13 декабря 2006 г. ISSN 2181-7383

При перепечатке материалов ссылка на журнал
обязательна

За точность фактов и достоверность
информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:

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

E-mail:

I.Bibik@cru.ngmk.uz
Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz
E.Romanova@cru.ngmk.uz

Сайт:

<http://www.nkmk.uz>, www.ziyonet.uz

Компьютерная верстка:

Романова Е.Ю.

Аналитическая группа:

Норов Ж.А., Сайфиева Х.С., Фурсов А.И.

Дизайн:

Убайдуллаев Ю.Б., Умаров И.А.

Ответственный за публикацию на сайте:

Давлатов Б.Р.

Отпечатано:

в типографии НГМК
210100, г. Навои, ул. Южная, 25
Тел. 8 (436) 5777556, 5778019

Подписано в печать 22.10.2013 г.
Формат А3

Тираж 550 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2013

Султанов К.С., Халикулов Э.Х., Руми Д.Ф., Логинов П.В. Параметры колебания опор и самой конструкции КНК при воздействии динамических нагрузок	84
Умаров Ф.Я., Юлдашев О.Я. Разработка методов контроля состояния ответственных инженерных сооружений и создание единой системы геомеханического мониторинга в карьере Мурунтау	88
Казakov А.Н., Рахимов В.Р. Исследование напряженно-деформированного состояния массива с учетом тектонических напряжений	95
Бекбаев Г.К. Концептуальные положения о государственной геодезической сети	103

GEOTECHNIKA / GEOTECHNIKA

Макаров В.Н., Горбунов С.А., Корнилова Т.А. Перспективный способ повышения эффективности газоотсасывающих шахтных вентиляторов	107
Худайбердиев Ш.М. Разработка математической модели насосного агрегата с разомкнутым воздействием по уровню жидкости	111

INNOVATSIYALAR / ИННОВАЦИИ

Воробьев А.Е., Ибройева Л., Гиесов Ж.С. Развитие инновационных технологий недропользования	113
---	-----

**ILMIY - LABORATORIYA IZLANISHLARI /
НАУЧНО - ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ**

Мухиддинов Б.Ф., Вапаев Х.М., Икромов А.И., Умрзаков А.Т., Хамраев К.Ш., Ахтамов Д.Т. Разработка катализаторов для синтеза винилацетата на основе местного сырья	118
Бахронов Х.Ш., Суярова Х.Х. Влияние размеров и теплофизических свойств частиц зернистого материала на интенсивность переноса тепла	120
Сидиков М.Н., Манглиева Ж.Х. Регуляторларда дастурли харакатни амалга оширишда пуанкаренинг кичик параметр усули	123
Тошов Ж.Б., Штейнерт В.А. Динамика буровых долот на поверхности забоя скважины	125

**IQTISOD VA QONUNCHILIK /
ЭКОНОМИКА И ЗАКОНОДАТЕЛЬСТВО**

Худайбердиев Ш.М. Методика расчета экономической эффективности применения частотно-регулируемого электропривода в насосных установках	127
--	-----

**EKOLOGIYA VA TEXNIKAVIY HAVFSIZLIGI /
ЭКОЛОГИЯ И ТЕХНИЧЕСКАЯ БЕЗОПАСНОСТЬ**

Салимов Х.В. О целесообразности введения в систему образования Узбекистана предмета «Горная экология»	130
--	-----

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

Мирсаидов Гайрат Мирахимович (к 75-летию со дня рождения)	132
Рахимов В.Р. Рецензия на монографию А.А. Кадырова, К.С. Санакулова, И.П. Бибик «Концептуальные основы стратегии инновационного развития Кызылкумского региона»	133
Сытенков В.Н. Некоторые пожелания начинающим авторам	134
Порядок оформления статей при публикации в журнале «Горный вестник Узбекистана»	136

REKLAMA / РЕКЛАМА

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

XXV ЛЕТ МЕЖОТРАСЛЕВОМУ ЦЕНТРУ СТРАТЕГИЧЕСКИХ ИННОВАЦИЙ И ИНФОРМАТИЗАЦИИ

Кадыров А.А., директор Межотраслевого центра стратегических инноваций и информатизации, академик Международной академии наук Высшей школы, докт. техн. наук, профессор

Maqolada strategik innovatsiya va informatizatsiya markazining quyidagi ilm fan va ishlab chiqarishda muhim bo'lgan ish faoliyati yo'nalishlari ko'rsatilgan. Avftomatik va avftomatlashtirilgan tizimlar, informatsion tizimlar, distansion zontlash, sun'iy yo'ldosh tasvirlarini qayta ishlash, milliy va regional innovatsion tizimlar, innovatsion infrostruktura loixalari, «Innovatsiya» xalqaro ilmiy-texnik konferensiyalarini o'tkazish, intellektual sara olimlar sinfini tayyorlashga ko'maklashish va energatik ekspertiza tekshirish ishlarini o'z ichiga qamrab oladi.

It is presented the scopes of the activity of the Inter-sectoral Center for Strategic Innovations and Informatization, which includes areas important for the science and practice, such as the systems of automatic and automated management, information systems, remote sensing and satellite image processing, national and regional innovation systems, innovative projects of the infrastructure, international scientific & practical conferences "Innovation" and contribute to the preparation of the intellectual elite, conducting energy surveys and assessments.



Последние десятилетия века минувшего и наступившего XXI века характеризуются стремлением развитых и развивающихся стран к формированию экономики знаний или инновационной экономики через реализацию системообразующего механизма, имя которому национальная инновационная система (НИС). Среди множества факторов, влияющих на формирование национальных инновационных систем и их элементов, очевидна роль информатизации как катализатора и одного из краеугольных камней инноваций, как важнейшего инструментария поддержки принимаемых решений. Без информатизации всех элементов НИС нельзя говорить о наличии современной НИС как таковой. Одновременно, именно в странах со сформировавшейся национальной инновационной системой наблюдается практически повсеместное использование средств информатики, информационных технологий, телекоммуникационных систем не только в промышленности, экономике и финансах, но также и в сфере управления, политики, науки, образования, культуры, здравоохранения, обороны.

Иными словами, инновации и информатизация – это две стороны одной медали. Эти два ключевых слова в названии нашего Центра. Сами по

себе они уже говорят о многом. Именно для содействия решению этих чрезвычайно важных, весьма сложных и очень перспективных проблем, создан Межотраслевой центр стратегических инноваций и информатизации (далее Центр), которому в этом году исполняется XXV лет.

Сферы деятельности Центра. Касаясь деятельности Центра, ядром которого стали ключевые слова его названия, прежде всего, отметим, что она охватила такие важные для науки и практики направления, как системы автоматического и автоматизированного управления, информационные системы, дистанционное зондирование и обработку спутниковых изображений, национальные и региональные инновационные системы, проекты инновационной инфраструктуры, проведение Международных научно-практических конференций «Инновация» и содействие подготовке интеллектуальной элиты, проведение энергетических обследований и экспертиз.

Кратко высветим отдельные результаты этих сфер деятельности Центра (рис. 1-10, табл. 1).

Исследования и внедрения в области систем автоматического и автоматизированного управления. Исследования в области систем автоматического управления охватили проблемы математического и имитационного моделирования, анализа и синтеза широко распространенных в различных отраслях экономики структурно и параметрически сложных дискретных динамических и логико-динамических систем большой размерности. Для решения принципиально трудных проблем, возникающих при проектировании подобных систем, научной школой Центра был разработан метод динамических графовых моделей. Математический аппарат динамических графов позволил на единой концептуальной основе теоретико-множественного подхода и учета фундаментального свойства - дискретности

Рис. 1. Граф переходных состояний рулевой системы летательного аппарата

структуры - создать эффективные в вычислительном отношении алгоритмы анализа, синтеза и проектирования сложных автоматических систем и заложить основы структурной динамики. **Результаты этих исследований внедрены** в НПО «Молния» (г. Москва) по космической программе «Буран-Энергия» (рис. 1); Центральном научно-исследовательском институте комплексной автоматики (ЦНИИКА) (г. Москва) для моделирования атомных реакторов; Ленинградском электромеханическом заводе для моделирования гибких производственных систем с робототехническими комплексами; Киевском НПО «Промавтоматика» для разработки АСУ ТП станов металлургических заводов; в ПКБ АСУ (г. Киев) внедрен комплекс алгоритмов и программ для создания и ввода в эксплуатацию интегрированных АСУ; в Даугавпилсском высшем военном авиационном инженерном училище программные разработки внедрены в учебный процесс.

В Узбекистане разработки Центра внедрены в:

- Государственном Таможенном Комитете (один из этапов создания Единой системы обработки информации (ЕСОИ ГТК РУЗ));
- предприятиях Навоийского горно-металлургического комбината;
- Узбекском металлургическом комбинате;
- Минлегпроме («Автоматизированная система оптимального раскроя материалов»);
- производственном объединении «Навои-азот» («АСУТП «Нитрон»);
- автотранспортных предприятиях Бухарской области и г. Ташкента («Диспетчеризация», «Складской учет»);
- железнодорожном транспорте (диагностика локомотивов), программный комплекс «АРМ-Т»;
- организациях Министерства сельского и водного хозяйства («АСУ-водораспределением», «Универсальная имитационная система для ирригации»).

Проблема оптимального водораспределения и минимизации потерь в условиях ограниченных и зависящих от природных факторов запасов воды имеет для Узбекистана особую важность.

Разработанный Центром аппарат динамических графов дал ключ к созданию имитационно-оптимизационных моделей крупных ирригационных комплексов на базе математических моделей их элементов (участки рек, водохранилища, каналы, узлы гидротехнических сооружений, затворы с автоматическими регуляторами) (рис. 2).

Использование имитационной системы позволяет уменьшить потери оросительной воды на 5-7%, способствует повышению урожайности сельхозкультур за счет оперативности решений и своевременности обеспечения водой поливных площадей.

Результаты, полученные для структурно и параметрически сложных систем с ЭВМ в контуре управления (дискретные системы), математический аппа-

Рис. 2. Фрагмент ирригационного комплекса

рат динамических графов, основы структурной динамики послужили добротной основой для **выполнения исследований и внедрений в области интегрированных систем автоматизированного управления (ИАСУ).**

В макроплане интегрированные системы автоматизированного управления представляют собой сложные иерархические системы, являющиеся симбиозом информационного и динамического взаимодействия, содержащие в совокупном единстве электронные базы данных (БД) и системы управления базами данных (СУБД), информационно-вычислительные и промышленные цифровые сети, системы автоматического управления, специализированные системы автоматизированного управления (например, АСУ техническим обслуживанием и ремонтами оборудования). Для решения на различных уровнях иерархии задач описания, анализа и синтеза подобных систем **Центром были предложены методы и модели**, органически сочетающие в себе результаты теории классических динамических систем с обратной связью, теоретико-множественных и имитационно-оптимизационных подходов, используемых при исследовании многоуровневых сложных систем.

Эти разработки легли, в частности, в основу внедренных в промышленности автоматизированных систем управления, а также предопределили выполнение Проектов фундаментальных исследований в области интегрированных АСУ и их подсистем.

В качестве примеров, внедренных Центром в промышленности автоматизированных систем управления отметим внедрения, выполненные для Навоийского горно-металлургического комбината (НГМК) и Узбекского металлургического комбината (Узметкомбинат).

Для НГМК разработаны и внедрены: «Пилотный проект интегрированной АСУ ГМЗ-2», который вообрал в себя автоматизированные рабочие места (АРМы): АРМ-оператора цеха сорбции и регенерации, АРМ-механика цеха, АРМ - начальника электроремонтного участка, АРМ-оператора цеха измельчения (рис. 3), АРМ - прибориста; АРМ - производственно-технического отдела, АРМ - производственно-диспетчерского отдела, АРМ-энергетика, а также специализированные автоматизированные системы управления: Автоматизированная система управления капитальным строительством («АСУ КС»), состоящая из подсистем «Генплан», «Договорная», «Технадзор», «Планово-сметная», «Техническая», «Технический архив», «Нормативно-справочная»; «АСУ-Механик» и АСУ «Учет товарно-материальных ценностей и управление снабжением ГМЗ-2».

Не имея возможности в пределах статьи раскрыть все преимущества, получаемые НГМК от внедренных автоматизированных систем и рабочих мест, в сжатой форме раскроем отдельные аспекты только одной системы, а именно АИС «Учет товарно-

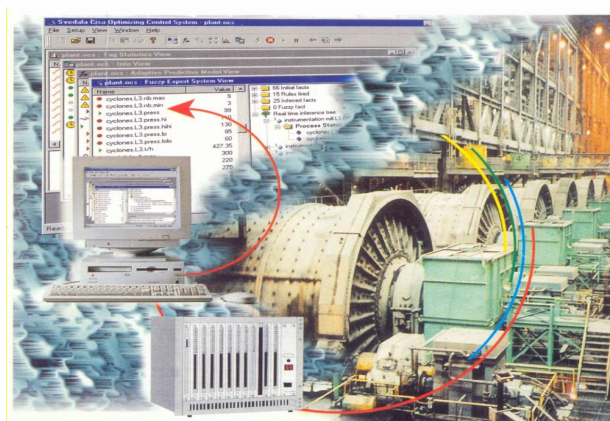


Рис. 3. Цех измельчения

материальных ценностей и управление снабжением ГМЗ-2», введенной в промышленную эксплуатацию в декабре 2012 г., в силу того, что ключевые моменты данной системы характерны и для любых других предприятий.

Автоматизированная информационная система «Учет товарно-материальных ценностей и управление снабжением ГМЗ-2». Автоматизированная информационная система «Учет товарно-материальных ценностей и управление снабжением ГМЗ-2» (АИС «ТМЦ и Снабжение») предназначена для максимизации прибыли предприятий, уменьшения дестабилизирующих производство факторов, повышения экономической эффективности и сокращения издержек производства за счет:

- автоматизированного управления внутренним складским документооборотом, синхронизации с внешними документами; повышения точности и оперативности учета ТМЦ; обеспечения прозрачности, доступности учета движения ТМЦ на складах промышленного предприятия, выявления возможного дефицита и сокращения неликвидов;
- обеспечения последовательной, целостной информацией из одного источника путем создания и ведения электронных баз данных складов и интегрированной базы данных ТМЦ предприятия; возможности просмотра наличия ТМЦ на всех складах предприятия и устранения потерь, связанных с критичностью предоставления информации по неликвидам и остаткам ТМЦ на складах предприятия;

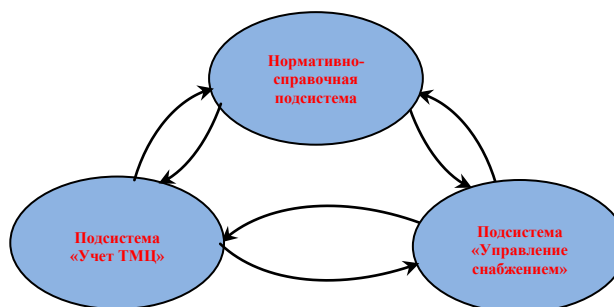


Рис. 4. Макроструктура АИС «ТМЦ и Снабжение»

- уменьшения числа ошибочных складских операций;

- учета расхода ТМЦ по любым потребителям;

- учета перемещения номенклатуры между складами;

- создания электронной нормативно-справочной базы для обеспечения необходимой точности в планировании, расчете затрат на ТМЦ на основное производство, техническое обслуживание и ремонт оборудования (ТОиР) и техническое перевооружение;

- своевременного обеспечения промышленного предприятия необходимыми ТМЦ требуемого количества и качества для основного производства, ТОиР и технического перевооружения; консолидации заявок на ТМЦ от различных подразделений предприятия;

- эффективного решения на базе автоматизированной информационной системы задач управления запасами и распределенными складами предприятия за счет обеспечения в каждый конкретный момент времени информацией обо всех складах, о движении товарно-материальных ценностей; управления пригодными для ТОиР запасными частями, что сводит к минимуму закупки ненужных запасных частей, которые могут быть восстановлены и использованы повторно;

- создания механизма реализации системы снабжения через ежедневный и еженедельный мониторинг руководителей предприятий за выполнением планов по снабжению, отслеживанием материально-производственных запасов (МПЗ);

- предоставления возможности принятия оперативных управленческих решений в режиме реального времени, корректировки и дозаказа ТМЦ.

В состав автоматизированной информационной системы (АИС) «ТМЦ и Снабжение» входят три подсистемы (рис. 4):

- подсистема «Нормативно-справочная» (сокращенно - подсистема «НС»);

- подсистема «Складской учет товарно-материальных ценностей» (сокращенно – подсистема «Учет ТМЦ»);

- подсистема «Управление материально-техническим снабжением» (сокращенно – подсистема «Снабжение»).

Подсистема «Нормативно-справочная» предназначена для автоматизированного ведения электронных баз данных (БД) нормативов и справочников, обеспечивающих процессы обоснованного формирования заявок, планирования снабжения и формирования заказов на ТМЦ.

Подсистема «Нормативно-справочная» является «связующей» подсистемой, в рамках которой осуществляется взаимодействие (обмен информацией) различных структурных подразделений промышленного предприятия, имеющих отношение к бизнес-процессам формирования заявок, заказов и учёту ТМЦ, планирования и управления снабжением.

Справочники, созданные в рамках подсистемы:

- единый классификационно-номенклатурный справочник товарно-материальных ценностей;

- реестр оборудования;

- реестр складов;

- реестр поставщиков ТМЦ;

- каталог узлов оборудования;

- план счетов и др.

Нормативы, созданные в рамках подсистемы:

- нормативы необходимого резерва оборудования;

- нормативы неснижаемых запасов узлов и запасных частей к оборудованию;

- нормативы расхода ТМЦ на основное производство;

- нормативы расхода запасных частей и материалов на техническое обслуживание и ремонт оборудования;

- нормативы неснижаемых запасов ТМЦ и др.

Подсистема «Складской учет товарно-материальных ценностей» предназначена для автоматизированного управления внутренним складским документооборотом, повышения точности и оперативности учета ТМЦ; обеспечения прозрачности, доступности учета движения ТМЦ на складах предприятия, выявления возможного дефицита и сокращения неликвидов.

Функциональные задачи, решаемые подсистемой «Учет ТМЦ»:

- учет ТМЦ;

- инвентаризационная опись;

- отчет о движении ТМЦ на складе;

- консолидированный отчет о движении ТМЦ по складам предприятия;

- номенклатура ТМЦ, по которым не было движения по складу;

- консолидированный отчет по неликвидам по предприятию;

- консолидированный отчет о списании ТМЦ по складам;

- консолидированный отчет о расходе ТМЦ по предприятию;

- справка о наличии производственных запасов по цеху;

- остатки ТМЦ на складе;

- оборотные ведомости;

- аналитическая оборотная ведомость учета материалов по складу;

- журнал регистрации накладных;

- журнал прихода;

- личная карточка учета спецодежды;

- ведомость на списание изношенной спецодежды и др.

Подсистема «Управление материально-техническим снабжением» предназначена для:

- обеспечения необходимой точности в планировании, расчете затрат на ТМЦ на основное производство, техническое обслуживание и ремонт оборудования (ТОиР) и техническое перевооружение; консоли-

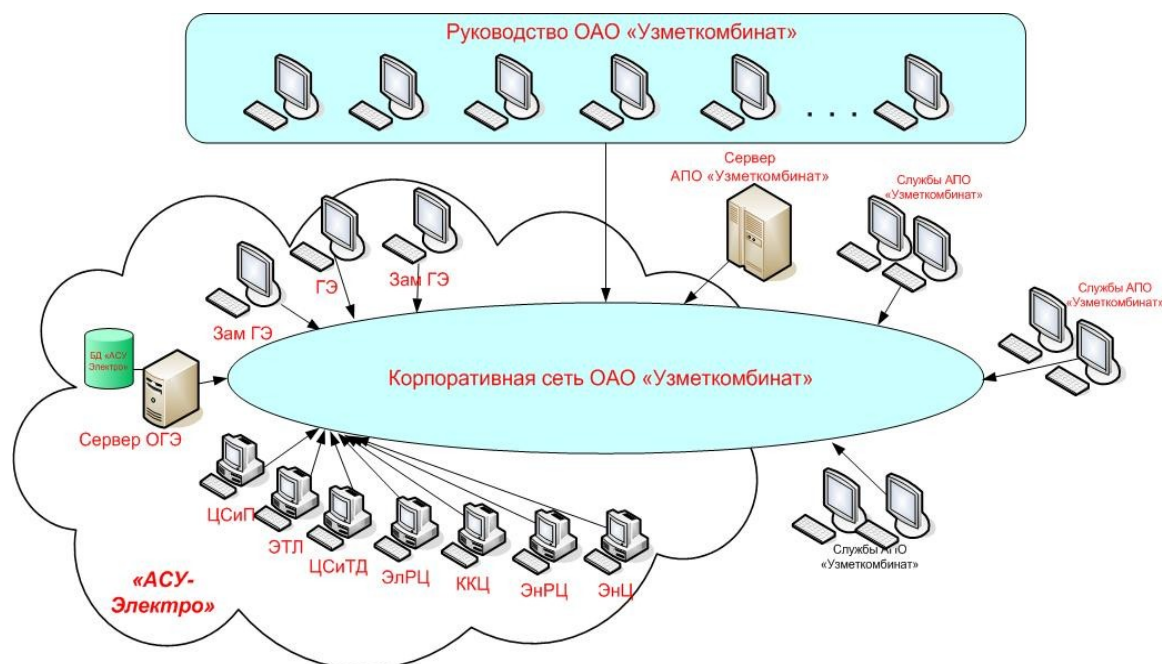


Рис. 5. «АСУ-Электро» в корпоративной сети ОАО «Узметкомбинат»

дации заявок на ТМЦ от различных подразделений промышленного предприятия;

- своевременного обеспечения завода необходимыми ТМЦ требуемого количества для основного производства, ТОиР и технического перевооружения;
- создания механизма реализации системы снабжения через ежедневный и еженедельный мониторинг руководителей предприятия за выполнением планов по снабжению, отслеживанием материально-производственных запасов (МПЗ);
- предоставления возможности принятия оперативных управленческих решений в режиме реального времени, корректировки и дозаказа ТМЦ.

Функциональные задачи, решаемые подсистемой «Управление материально-техническим снабжением»:

- заявка на необходимые материально-технические ресурсы на год по подразделениям на основное производство;
- заявка на необходимые материально-технические ресурсы на год по подразделениям на техническое обслуживание и ремонт оборудования;
- заявка на необходимые материально-технические ресурсы на год на техническое перевооружение;
- заявка на необходимые материально-технические ресурсы на год на капитальное строительство;
- заявка на необходимые материально-технические ресурсы на год по подразделениям на вспомогательную инфраструктуру;
- план снабжения предприятия по кварталам;
- сведения о производственной потребности предприятия в материально-технических ресурсах на год в разрезе подразделений;
- сведения о производственной потребности предприятия в материально-технических ресурсах на год;

- аварийная (разовая) заявка;
- отчет о выполнении поставок и др.

Экономические эффекты. Внедрение АИС «ТМЦ и Снабжение» в виде законченного программного-технического комплекса позволяет обеспечить снижение издержек производства и повышение экономической эффективности работы промышленного предприятия за счет прямых и косвенных факторов.

Прямые факторы. Предоставление достоверной информации в реальном времени; информационная поддержка многоскладской структуры предприятия, обеспечивающая координацию деятельности всех подразделений, участвующих в формировании заявок, заказов на ТМЦ и планировании снабжения:

- уменьшение количества неликвидов, остатков складских запасов; «прозрачный» контроль всех передвижений ТМЦ и списания материалов и запасных частей; снижение возможности хищений;
- минимизация финансовых потерь в сфере управления складскими запасами из-за ошибок в нормировании заявок, заказов и ошибок в учете начального остатка ТМЦ;
- прогнозирование возможного дефицита ТМЦ и принятие упреждающих управленческих решений, предотвращающих остановки оборудования и дестабилизацию производства;
- снижение уровня запасов ТМЦ до обоснованного оптимального уровня (высвобождение «Замороженных» финансовых средств);
- снижение временных затрат (обеспечение оперативности) на ввод и обработку заявок и заказов за счет консолидации и систематизации данных и других сервисных возможностей системы;

- ведение базы данных поставщиков ТМЦ для оптимального формирования заказов и упрощения процедуры их составления.

Косвенные факторы. Косвенные факторы повышения экономической эффективности предприятия от внедрения АИС «ТМЦ и Снабжение» связаны с минимизацией потерь **главного ресурса предприятия - интеллектуального ресурса.**

Так как в условиях огромного количества номенклатуры ТМЦ и отсутствия автоматизированной информационной системы с ее консолидированной электронной базой данных, возможностями постоянного мониторинга и принятия ситуативных оптимальных управленческих решений по вопросам учета движения ТМЦ и выполнения заказов по снабжению значительное время специалистов высшей квалификации – руководителей завода, отделов и цехов тратится на «поиски» информации по той или иной номенклатуре ТМЦ, решения части складских и снабженческих задач.

Для **Узбекского металлургического комбината разработана и внедрена** автоматизированная система управления «АСУ-Электро», предназначенная для использования в производственной деятельности подразделений энергослужбы комбината (рис. 5).

Для полноты представления о деятельности Центра в области автоматических и автоматизированных систем управления отметим также выполненный Центром **Проект фундаментальных исследований ОТ-Ф1-068** «Развитие структурной теории интегрированных информационно-управляющих систем (ИИУС) нового поколения».

Касаясь актуальности этих исследований, подчеркнем следующее. Современный этап промышленного производства характеризуется переходом к использованию передовой технологии, стремлением добиться высокого качества и конкурентоспособности выпускаемой продукции при высоких эксплуатационных характеристиках как действующего, так и проектируемого оборудования; необходимостью минимизации любых промышленных потерь и снижения себестоимости изделий.

Всё это возможно только при условии существенного повышения качества управления промышленными объектами и, в первую очередь, путём широкого применения интегрированных информационно-управляющих систем нового поколения, являющихся типичными представителями сложных (больших) систем.

В рамках данного проекта опубликованы статьи, а также изданы монографии: Кадырова Амира **«Моделирование информационных сетей и производственных модулей интегрированных АСУ на базе динамических графов»** (издательство «IQTISOD-MOLIYA», 2009 г.), Кадыровой А.А. **«Методы моделирования и исследования нелинейных и логико-динамических систем управления»** (издательство «Янги аср авлоди», 2010 г.)

Энергетические обследования и экспертизы. Еще одно важное направление разработок Центра для промышленности связано с проведением энергетических обследований и экспертиз.

Так, для Навоийского горно-металлургического комбината и Узбекского металлургического комбината выполнены следующие работы по анализу и расчету удельных норм расхода ТЭР на единицу продукции:

- анализ и расчет норм расхода электроэнергии по руднику Мурунтау на выемку одного метра кубического горной массы, на погрузку одной тонны руды, на бурение одного погонного метра скважины;
- анализ и расчет норм расхода электроэнергии по ОЭС ВВС на производство одного метра кубического воды;
- анализ и расчет норм расхода электроэнергии на выработку 1 Гкал тепла на котельных ЦПТВСиК Центрального рудоуправления НГМК;
- анализ и расчет норм расхода электроэнергии на переработку 1 т руды ЦКВЗ Центрального рудоуправления НГМК;
- разработка методики расчета базисных норм расхода топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) и расчета базисных норм расхода ТЭР на рудоподготовку золотосульфидных руд рентгенометрическими комплексами и автомобильными рудоконтрольными станциями;
- разработка методики расчета базисных норм расхода топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) и расчета базисных норм расхода ТЭР по геологоразведочным подразделениям;

Рис. 6. Фрагмент структуры национальной инновационной системы



Рис. 7. Пленарное заседание Международной научно-практической конференции «Инновация-2012»

- разработка методики расчета базисных норм расхода топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) и расчета базисных норм расхода ТЭР специализированными и исследовательскими лабораториями и подразделениями;

- разработка методики расчета базисных норм расхода топливно-энергетических ресурсов (ТЭР) на производство продукции. Расчет базисных норм расхода ТЭР на производство продукции ОАО «Узметкомбинат».

Деятельность Центра в русле содействия инновационному развитию страны охватила выполнение сложных исследовательских и прикладных проектов в области информатизации. Реализация различных проектов поддержки инноваций, целенаправленное проведение ежегодных научно-практических конференций «Инновация», результаты системного анализа механизмов и институтов инновационного развития зарубежных стран и многолетний накопленный опыт позволили Центру одним из первых начать работу над проблемами создания национальной инновационной системы (НИС) Узбекистана. Результаты исследований в области инновационного развития нашли свое отражение в ряде статей, а также в монографии Кадырова А.А. «Национальные инновационные системы и их региональные аспекты» (издательство «Янги аср авлоди», 2011г.) (рис. 6).

Чтобы подчеркнуть особую актуальность создания НИС, отметим следующее. В решении всего спектра стратегически важных проблем различных стран в XXI веке ключевая роль отводится инновациям, инновационной деятельности и основанной на знаниях экономике или инновационной экономике. Уровень технологического развития является одним из важнейших факторов, определяющих степень социально-экономического развития государства, его экономической и политической независимости. Переход на траекторию устойчивого развития таких стран, как США, Япония, стран Европейского Союза, ряда стран Юго-Восточной Азии достигнут на основе рас-

ширения инновационных процессов в реальном секторе экономики.

Залогом успешного инновационного развития той или иной страны наряду с целым спектром важнейших исходных позиций и условий являются наличие и состояние **инновационной культуры**, то есть готовность и способность общества к нововведениям во всех их проявлениях в управлении, образовании, производстве, финансах, законодательстве и других сферах; наличие интеллектуального потенциала; состояние вузовской и академической науки, фундаментальных и прикладных исследований, малого и среднего инновационного бизнеса.

С целью содействия интеграции усилий представителей промышленности, учёных, предпринимателей для решения стратегически важной задачи, выдвинутой Президентом республики – интенсификации процессов инновационного развития страны – по инициативному Проекту Центра ежегодно, начиная с 1996 г., проводятся **Международные научно-практические конференции «Инновация»**. Первая конференция была проведена в честь 660-летия Амира Темура в городе Шахрисабзе. Последующие конференции состоялись в городах Навои, Термезе, Фергане, Бухаре, а с 2001 г. каждую осень проходят в г. Ташкенте.

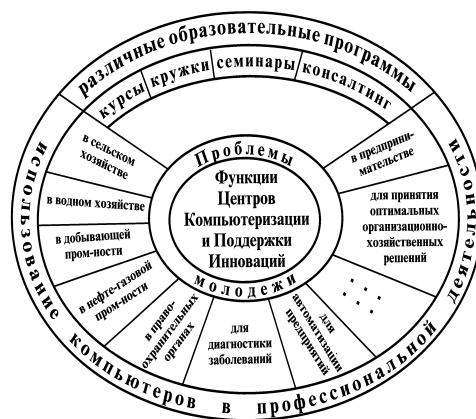


Рис. 8. Функциональные задачи многоцелевого Центра

Конференции направлены на формирование инновационной культуры, интенсификацию участия ученых, промышленников, бизнесменов и молодежи в работе по инновационно-технологическому развитию; аккумуляцию и демонстрацию достижений отечественной науки, обмен опытом и развитие международных контактов в области культурного, научного и технического сотрудничества, привлечение иностранных инвестиций через ознакомление зарубежных участников с большим интеллектуальным и экономическим потенциалом Узбекистана.

Взаимообусловленность и взаимосвязь инновационных процессов, охватывающих различные сферы деятельности человека, априори свидетельствуют о том, что на современном этапе наиболее значительные результаты могут быть получены на стыке различных научных направлений и междисциплинарных исследований на основе взаимного проникновения идей, методов, разработок в результате совместной работы ученых и специалистов самого различного профиля.

Именно поэтому проект данной конференции выбрал в себя такие важнейшие для страны направления, как проблемы молодежи и образования, отраслевые инновации, энерго- и ресурсосбережения, горного дела и металлургии, математики и системного анализа, систем автоматического управления и информационных технологий, экологии, проблем оптимального водораспределения и борьбы с опустыниванием. Проект конференций является открытым, динамичным и меняет акценты своей работы с учетом мировых тенденций инновационного развития.

Самым долгим, самым сложным, одновременно самым необходимым этапом в процессе инновационного развития является формирование в обществе инновационной культуры, то есть способности понимать необходимость инноваций и своевременно воспринимать эти инновации во всем их многообразии. В этом отношении конференции, безусловно, внесли свой вклад в инновационное развитие страны. На этих конференциях прошли апробацию и получили путевку в жизнь десятки перспективных инновационных проектов, давших стране многомиллионные экономические эффекты; интеллектуальную элиту страны пополнили ряд докторов и кандидатов наук, чьи диссертационные работы явились предметом детального анализа и обсуждения на пленарных и секционных заседаниях; на инновационном поле конференций родились актуальные в стратегическом плане междисциплинарные проекты фундаментальных и прикладных исследований; установлены международные контакты для культурного, научно-технического, делового сотрудничества между специалистами, учеными, промышленниками, бизнесменами (рис. 7).

В рамках международного научного сотрудничества в стенах Центра подготовлены и защищены в области систем автоматического управления докторская и кандидатские диссертации гражданами Вьетнама и Кореи: Чыонг Чи Нго, Нгуен Конг Динь, Кан Сан Гир, Хо Хак Чер, Ким Зай Хо. Совместно с университетом Париж-6 выполнены исследования по

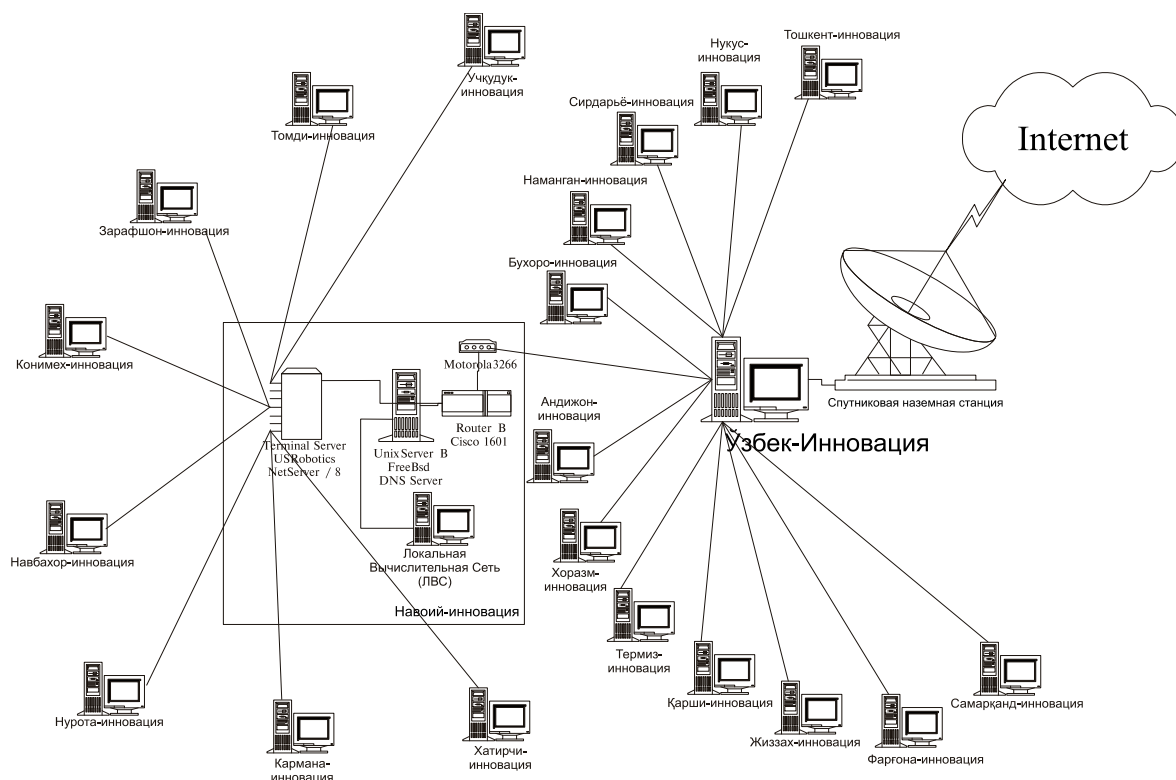


Рис. 9. Структура Центра «Узбек-Инновация»

дистанционному зондированию и цифровой обработке спутниковых изображений. Результаты исследований легли в основу кандидатской диссертации Улугбека Кадырова.

В целях содействия формированию интеллектуальной элиты на базе Центра в 1991 г. начал свою работу специализированный совет Д 067.03.02 по присуждению ученой степени доктора наук по важнейшим для страны специальностям: 01.01.11 – Системный анализ и автоматическое управление; 05.13.13 – Вычислительные машины, комплексы, системы и сети (технические науки).

В 1994 г. Центром была разработана и воплощена в жизнь в Ташкентском государственном техническом университете **Программа по подготовке инженеров-аналитиков**, которая предусматривала такие требования к выпускникам, как:

- отличные знания по избранной специальности;
- знание основ системного анализа и моделирования, математических методов принятия оптимальных решений в производственных условиях;
- знание элементов рыночной экономики и внешнеэкономической деятельности;
- знание одного - двух иностранных языков;
- свободное пользование компьютером в рамках профессиональной деятельности;
- определенный объем юридических знаний.

В первые годы становления рыночной экономики в нашей стране эти выпускники сыграли свою положительную роль в структуре различных организаций.

Важное место среди звеньев инновационной инфраструктуры играют **технологические бизнес-инкубаторы**, которые создаются во многих странах мира в целях скорейшей реализации формулы: «Превратить научные разработки и технологии в экономический продукт через создание и всестороннюю поддержку малых инновационных фирм». Отрадно, что свою значительную лепту в проектирование и создание первого технологического бизнес-инкубатора в Узбекистане, открытого в г. Ташкенте в мае 1995 г., и первого бизнес-инкубатора в сельском районе, открытого в октябре 1996 г. в честь 660-летия великого Амира Темура в г. Шахрисабзе, внесли сотрудники нашего Центра.

В глобальном аспекте инновации не ограничиваются научной, технологической или технической сферой и могут касаться всех сторон общественной и духовной жизни. С этих позиций можно говорить об интегрированных инновационных процессах (ИИП), охватывающих образование, науку, экономику, технику, технологию, культуру и другие сферы. Это обстоятельство выдвигает проблему реализации соответствующих структур и механизмов инновационной деятельности, адекватных интегрированным инновационным процессам. В этой связи, в отличие от одноцелевых западных проектов, нашими сотрудниками был разработан проект многоцелевого Центра компьютеризации и поддержки инноваций для содействия



Рис. 10. Патент «Strateg EAM» (ТОИР)

интегрированным инновационным процессам в республике (рис. 8).

В соответствии с концепцией интегрированных инновационных процессов были разработаны Проекты для Навоийской, Наманганской, Кашкадарьинской областей и ряда районов страны (рис. 9).

Несколько штрихов о работах Центра в канун юбилея. Коллективом ученых Навоийского горно-металлургического комбината и Центра подготовлена и выпущена монография Кадырова А.А., Санакулова К.С. и Бибики И.П. **«Концептуальные основы стратегии инновационного развития Кызылкумского региона»** (издательство «Узбекистан», 2013 г.). В монографии с позиций формируемой национальной инновационной системы Узбекистана изложены обобщенные результаты исследований, полученных в рамках выполнения **Проекта фундаментальных исследований ОТ-Ф7-045**.

Очень кратко об актуальности этого проекта. Интегральный ресурс природно-промышленной системы представляет собой системную совокупность всех видов природных (вещественных, энергетических и информационных) ресурсов, которые в сочетании с материальными, финансовыми и трудовыми ресурсами определяют параметры жизни общества. Сохранение интегрального ресурса регионов с главенствующей ролью минерально-сырьевой отрасли имеет некоторые особенности, обусловленные тем, что изменения ресурсов наглядны и прогнозируемы, поскольку любое месторождение обладает одним неоспоримым свойством - его запасы раньше или позже, но неизбежно заканчиваются. Истощение минерально-сырьевого ресурса месторождения влечет за собой уменьшение поступлений товарных и финансовых

ресурсов, чем обуславливается одновременное уменьшение налоговых платежей и сокращение количества рабочих мест.

В любом случае уменьшение интегрального ресурса ниже определенного уровня ведет, в конечном счете, к деградации природно-промышленной системы. В результате наступает необходимость принятия решения о дальнейшей судьбе горнопромышленного комплекса, подготовка к которому должна вестись заблаговременно.

Поэтому исследования в области концептуальных основ стратегии развития Кызылкумского региона на основе системного подхода к использованию интегрального ресурса, обусловленные вопросами стратегического анализа и прогнозирования в связи с естественным сокращением объемов горных работ на базовых месторождениях в Кызылкумском регионе, крайне актуальны.

1. Идет выполнение Проекта фундаментальных исследований **Ф-4-47 «Развитие общей теории дискретных динамических и логико-динамических систем с ЭВМ в контуре управления»**. Как показывает мировой опыт, решение задач, направленных на выпуск высококачественной конкурентоспособной продукции, во многом определяется состоянием компьютерной автоматизации производств, то есть внедрением автоматических систем с ЭВМ в контуре управления. ЭВМ в этих системах выступают в роли «интеллектуального» ядра, обладающего высоким быстродействием и сильно развитой логикой, возможностями перенастройки на программном уровне различных линейных, нелинейных законов управления; большими ресурсами по обработке и преобразованию информации. Дискретные динамические и логико-динамические системы с ЭВМ предназначены для управления сложными в структурном (многомерные) и параметрическом (нелинейные, нестационарные, с запаздыванием, стохастические и т.д.) отношениях процессами и объектами.

Вместе с тем, наряду с этими и другими широкими возможностями, имеются и многие нерешенные научные проблемы, обусловленные, во-первых, слож-

ностями и особенностями этих автоматических систем и, во-вторых, тем, что существующие методы описания, анализа и синтеза представляют собой конгломерат решений для отдельных видов систем. Общую картину научных проблем можно охарактеризовать следующим образом: дискретные динамические и логико-динамические системы с ЭВМ в контуре управления при стремительно нарастающих потребностях в их использовании в индустриальных отраслях – энергетическом комплексе, цветной металлургии, нефте- и газохимической промышленности, машиностроении и других отраслях остаются пока категорией систем без объединяющей концепции, математических методов и моделей исследования их с общесистемных позиций.

Отмеченные выше обстоятельства подчёркивают особую актуальность исследований по созданию научного фундамента проектируемых и внедряемых в индустриальных отраслях дискретных динамических и логико-динамических систем с ЭВМ в контуре управления.

2. Разработана и запатентована в Агентстве интеллектуальной собственности первая в Узбекистане автоматизированная система управления техническим обслуживанием и ремонтами оборудования класса EAM (Enterprise Asset Management – управление активами предприятий) – «Strateg EAM» (ТОиР). Данная система позволяет автоматизировать как весь процесс управления техническим обслуживанием и ремонтами оборудования, так и обеспечивающие его процессы (снабжение, управление ремонтным персоналом, финансы) (рис. 10).

О том, какой эффект может дать внедрение этого важнейшего инструмента управления капиталоемким предприятием, можно судить, например, по результатам изучения выгод от внедренных EAM-систем консалтинговой группой А.Т. Kearney (табл. 1).

3. Ведутся прикладные разработки по внедрению автоматизированных систем управления и автоматизированных рабочих мест для ГП НГМК, ОАО «Узметкомбинат», ГАЗК «Узбекистон темир йуллари», холдинга «Файз», УДП «Шуртаннефтегаз» и других организаций, выполняются работы по энергетическим обследованиям и экспертизам.

4. В октябре месяце 2013 г. будет проведена XVIII-ая, традиционная, Международная научно-практическая конференция «Инновация-2013», на которую Центр приглашает ученых и специалистов с их докладами по проблемам инновационного развития.

Пользуясь возможностью, хочу поздравить с юбилеем сотрудников Центра, а также ученых, специалистов, производственников, которые все эти годы с нами на нашем общем поле инновационной деятельности, и пожелать всем дальнейших успехов в деле становления Национальной инновационной системы Узбекистана!

Таблица 1

Эффективность внедренных EAM-систем

Повышение производительности работ по ТОиР	29%
Повышение коэффициента готовности	17%
Сокращение складских запасов	21%
Уменьшение случаев нехватки запасов	29%
Увеличение доли плановых ремонтов	78%
Сокращение аварийных работ	31%
Сокращение сверхурочных работ	22%
Сокращение времени ожидания запчастей	29%
Сокращение срочных закупок ТМЦ	29%
Более выгодные цены на закупаемые ТМЦ	18%

ВЧЕРА, СЕГОДНЯ, ЗАВТРА МЕДЕПЛАВИЛЬНОГО ЗАВОДА АГМК

Ваккасов Б.А., директор медеплавильного завода АГМК

Maqolada Olmaliq mis eritish zavodining tarixi va tuzilishi haqida soʻz boradi. Zavod metallurgiya, elektroliz, oltin gugurt kislota ishlab chiqarish, xavo ajratish, mis kuparosi ishlab chikarish, affinaj tillo va kumush, nodir metallar ajratib olish va mis simi ishlab chikarish sexlarini oʻz ichiga oladi.

There are informed about the structure and history of the creation of the Almalyk Copper Plant consisting of metallurgical shop, copper electrowinning shop, sulfuric acid shop, air separation shop, copper sulphate production shop, gold and silver refining shop, rare metals production shop, drawing and enamel-insulated wire production shop.

31 декабря 1963 г. - знаменательная дата в истории нашего государства: металлурги Алмалыкского горно-металлургического комбината выдали первую черновую медь Узбекистана. Именно этот день стал днём рождения медеплавильного завода АГМК.

Решение о строительстве в городе Алмалык медеплавильного завода (МПЗ), в составе тогда ещё Алтын-Топканского свинцово-цинкового комбината, было принято 17 мая 1958 г. Через два года началось его строительство. Стройка была объявлена ударной. К началу 1963 г. представители 17 субподрядных организаций практически подготовили объекты к монтажу оборудования, были завершены строительство зданий металлургического цеха и заливка фундаментов под отражательную печь, а 25 ноября разожгли отражательную печь, поставив её на разогрев. Началась плавка шихты, выдача первого штейна и шлака.

Металлургический цех. 30 декабря 1963 г. в металлургическом цехе (МЦ) с отражательной печи получен первый штейн, а на следующий день, в 13 час. 30 минут, - первая черновая медь Узбекистана. В



честь этого знаменательного события была отлита памятная медаль: «Свинцово-цинковое и медное производство. 1964 г. Город Алмалык». Уже 22 января 1964 г. Государственная комиссия подписала акт о приёме в эксплуатацию первой очереди медеплавильного завода. Металлургическое производство завода в то время состояло из отражательной печи и двух конвертеров. Основной целью конвертерного передела являлась переработка медного штейна с целью получения черновой меди и технологических газов для производства серной кислоты. В этом же году впервые в бывшем Союзе в наклонных анодных печах было освоено огневое рафинирование меди - удаление из черновой меди железа, серы, свинца и других более электроотрицательных, чем медь, примесей. Процесс рафинирования меди является заключительной операцией в металлургическом производстве черновой меди.

14 апреля 1964 г. было осуществлено огневое рафинирование меди в двух наклонных анодных печах (ёмкостью 200 т каждая) и выданы первые аноды. А мощность этих печей была освоена уже в 1970 г.



Медеплавильный завод АГМК



Металлургический цех завода



В цехах завода

В 1966 г. в металлургическом цехе по проекту «Гипроцветмета» и техническим разработкам «Гинцветмета» было начато строительство уникальной печи кислородно-взвешенной (кислородно-факельной) плавки (КФП) медных концентратов, которая вступила в строй в 1968 г., а 31 марта этого года с печи КФП получен первый штейн. Внедрение печи кислородно-факельной плавки обусловило снижение в два раза выброса вредных веществ в атмосферу, позволило резко сократить расход топлива и энергозатраты на производство одной тонны меди. В 1982 г. за разработку и промышленное внедрение технологии высокоэффективного головного процесса автогенной кислородно-факельной плавки с утилизацией серы и тепла отходящих металлургических газов на АГМК большой группе специалистов была присвоена Государственная премия. Среди награждённых - директор медеплавильного завода В. Шурчков, начальник металлургического цеха И. Гренц, плавильщик Д. Бегмуродов.

В 1987 г. в металлургическом цехе началось внедрение в производство установки весового дозирования (УВД) анодов в анодном переделе, которое закончилось в 1989 г. УВД позволяет соблюдать минимальную погрешность в весе анодов - до 3 kg, что

имеет большое значение в процессе электролиза меди и ведёт к снижению выхода скрапа. В 2002 г. силами специалистов завода установка весового дозирования была восстановлена.

В 2013 г. в конвертерном отделении внедрена технология двухстадийного восстановления конвертерного шлака клинкером цинкового завода, в результате содержание меди в конвертерном шлаке снизилось с 2,7% до 2,5%, повысилось извлечение меди из штейна в черновую медь.

В становление завода и дальнейшее его развитие много сил и опыта вложили В. Курц, Ю. Купряков, Л. Рогацкий, Л. Шурчков, В. Бескаравайный, И. Гренц, В. Калач, Р. Гафаров, В. Горбунов, К. Шеров и многие другие. Цех возглавляет В. Ким.

За последние годы сформировалась хорошая школа - система «Устоэ-шогирт» (наставник-ученик). Плавильщик А. Ахмедов дал навыки ведения автогенной плавки плавильщику С. Домрачёву, нынешним мастерам смен А. Абдужаббарову и У. Хасанову. Конвертерщик с многолетним стажем К. Усмандияров обучил секретам варки меди Б. Ваккасова, Ш. Каримова, И. Чимирбаева, Ш. Болишева, И. Бегматова. Розливщик Ж. Дадаков подготовил розливщиков Е. Наринбаева, Р. Халимулину, К. Ирназарова.

Успехи молодых рабочих - это во многом заслуга ветеранов производства, тех, кто проработал здесь долгие годы, став наставниками для новичков. Это ветераны И. Думин, механик Г. Сон, энергетик Е. Пак, мастер по ремонту Р. Утяев, старшие мастера Т. Хайиткулов и О. Шатов, плавильщик Д. Бекмуратов. Качественное решение производственных задач обеспечивают руководители отделений: А. Хидирбаев - дробильно-шихтаного, Х. Касымов - плавильного, С. Халаев - конвертерно-анодного.

Цех электролиза меди. В 1953 г. разработан проект цеха электролиза меди (ЦЭМ), который был утверждён в 1955 г. В 1963 г. технологическая часть проекта была откорректирована с увеличением мощности цеха на 12% от первоначальных планов. В сентябре 1964 г. были завершены строительные работы,



Катодная медь

и первая очередь цеха электролиза была принята в эксплуатацию.

17 сентября на электролитные ванны было подано напряжение, а на следующий день снята первая Алмалыкская катодная медь. В январе 1965 г. в строй вступила вторая очередь цеха электролиза меди. До сих пор город Алмалык остаётся единственным в Узбекистане, где получают катодную медь. Основными видами товарной продукции цеха являются катодная медь с содержанием металла 99,99% и медьэлектролитные шламы. Требования, предъявляемые к выпускаемой здесь продукции, выражаются в получении меди высокой чистоты, обладающей высокой электропроводимостью, пластичностью, а также в попутном извлечении благородных металлов (золота и серебра) и редких элементов (селена и теллура).

На свою проектную мощность цех вышел в 1970 г. В этом же году в ЦЭМ МПЗ был внедрён способ обнаружения коротких замыканий между электродами при помощи термоиндикаторных покрытий, что способствовало снижению энергозатрат, улучшению условий труда и повышению производительности труда рабочих цеха. Были применены матрицы, используемые в процессе электролиза меди, из титана вместо меди, с большим сроком эксплуатации.

В цехе установлено 1216 ванн, в каждую из которых можно загрузить до 35 анодов. В зависимости от назначения ванн в них завешивают катодную основу или титановые матрицы. В первом случае серии называются товарными, во втором случае – матричными.

Продолжительность периода растворения одной партии анодов составляет 18-25 суток. Продолжительность наращивания анодов на первом сроке 5-7 суток, на втором и на третьем – 7-9 и 6-9 суток соответственно. После промывки катодов конденсатом их вывозят на склад готовой продукции для отгрузки потребителям. Анодные остатки отправляют на переплавку в металлургический цех, а оставшуюся пульпу – в цех аффинажа золота и серебра.

Основные специальности ЦЭМ – электролизники водных растворов, катодчики, машинисты мостовых кранов, обработчики матричных листов, аппаратчики приготовления электролитов. Кроме двух основных подразделений: матричного и товарного, в цехе есть ряд вспомогательных: энерго- и ремонтная службы, хозяйственный участок, насосное отделение и участок обработки и комплектации готовой продукции.

Первым начальником ЦЭМ был В. Алеев. В 1965 г. его сменил М. Солдатов, который проработал в этой должности 20 лет. После него руководил В. Пригоровский. С 1990 г. цехом руководил нынешний заместитель главного инженера по технологии - начальник технического отдела комбината В. Хаспаладов, в 2000 г. цех возглавил М. Исхаков, один из старейших работников этого цеха. В апреле 2002 г. начальником этого производства был назначен Р. Эрманов. С июля 2007 г. начальником работает Б. Хужакулов. Хорошо

зарекомендовали себя А. Турсункулов, который с 2008 г. является заместителем начальника цеха по производству, Г. Ли - механик цеха, старший мастер Р. Галимов, мастера И. Масидиков и А. Кузиев. На участке отгрузки и комплектации готовой продукции (УОиКГП) цеха коллектив возглавляет молодой перспективный заместитель начальника цеха по отгрузке готовой продукции Ж. Кадыров.

В цехе трудятся М. Эрманов, Т. Сафаров, В. Устинов, Н. Эшматов, Э. Абляева, Н. Исаева, И. Звягинцева – электролизники водных растворов с большим опытом, которые обеспечивают качество готовой продукции. Катодчики Ф. Назаров, М. Холбоев, машинисты кранов Л. Годоква, Г. Исмаилова, аппаратчики приготовления электролитов Ф. Аликулова, Л. Деревяшкина, обработчики матричных листов З. Бавбекова, Г. Каршибаев вносят свой значительный вклад в выполнение производственных показателей.

Коллектив цеха всегда помнит таких работников, как В. Калапов, Р. Пономарёв, которые работали с пуска цеха, Э. Тиркачев, Ф. Рахимов, Н. Мацугина, Д. Будилина, Ю. Калапова, которые внесли свою лепту в жизнь цеха и воспитали достойную замену после себя.

Сернокислотный цех МПЗ состоит из двух отделений: отделение СК-2 и СК-3. Отделение СК-2 построено по проекту «Уралгипрохим» и введено в эксплуатацию: первая очередь в 1967 г., вторая - в 1969 г. Отделение СК-3 построено по проекту «Гипроцветмет» и введено в эксплуатацию в 1992 г.

Основная цель сернокислотного цеха - утилизация отходящих газов металлургического производства, с выпуском серной кислоты - готовой продукции, соответствующей ГОСТ 2184-77 «Серная кислота техническая».

Проектная мощность сернокислотного цеха по переработке отходящих газов 180-200 тыс. м³/ч, по выпуску серной кислоты 420 тыс. т в год.

Коллектив цеха достойно справляется с плановыми показателями и занимает одно из ведущих мест в работе МПЗ. Основные потребители продукции СКЦ МПЗ – Алмалыкское ОАО «Аммофос-Максам», Кокандский суперфосфатный завод, ГП НГМК, Андижанский масложиркомбинат, ряд республиканских теплоцентралей, а также цеха МПЗ (ЦЭМ, купоросный цех), управление автомобильного транспорта АГМК.

В 1997 г. введён в эксплуатацию участок по производству СБА (сульфита-бисульфита аммония) – заменителя дорогостоящего импортного флотореагента, используемого на медной обогатительной фабрике АГМК для производства молибденового полупромышленного продукта.

В сернокислотном цехе осуществляются испытания по извлечению рения из промывной кислоты. Для этой работы привлечены специалисты НИИ ГУП «O'zGEORANGMETLIT». Промышленные испытания дают положительные результаты.

Производством серной кислоты в цехе заняты службы: технологическая, энергетическая, механическая и КИПиА. Долгие годы руководит цехом А. Муслимов, который пришёл в сернокислотное производство в 1965 г. Тогда он был мастером смены СК-1 цинкового завода, потом там же технологом. В 1972 г., в связи с производственной необходимостью, был переведён технологом СК-2 МПЗ, а с 1980 г. по 2008 г. возглавлял сернокислотное производство МПЗ. До него эту должность занимал М. Загородников. Сегодня цех возглавляет молодой, энергичный, грамотный специалист – Р. Саниев.

Среди инженерно-технических работников долгие годы трудятся в СКЦ: мастер по ремонту технологического оборудования Р. Махмутов, мастер И. Магулько, энергетик А. Шумин. Во всех запусках сернокислотных цехов МПЗ в работу и вопросах ведения технологического процесса активное участие принимала С. Хайрова - начальник группы химического анализа. Сегодня её замещает её ученица А. Пикулина. Немаловажную роль в производстве серной кислоты играют механическая и энергетическая службы, которые возглавляют молодые специалисты: старший механик цеха Р. Шаманов и старший энергетик Ш. Бердиев. Основная роль в производстве серной кислоты отводится технологической службе, поэтому главными специальностями в цехе являются: аппаратчики производства серной кислоты, аппаратчики абсорбции и очистки газа. К аппаратчикам «старой гвардии» можно отнести З. Леонтьеву, Л. Федешину, Г. Кустабаеву, Л. Карпову, Е. Ансихина, И. Двойнину, Н. Папивняк, Р. Аглиулова, И. Мищенко, В. Стрельцову. Смена мастера основного производственного участка У. Абдулхакова отличается взаимопониманием, трудолюбивой и дружеской обстановкой.

Более 10 лет трудятся опытные работники, которые овладели всеми навыками производства серной кислоты. Это аппаратчики: С. Борисенко, В. Карабейников, С. Жилинков, М. Козлова, А. Наврузов. Среди ремонтного персонала цеха высокой квалификацией обладают слесари-ремонтники: отец и сын Сафаргалиевы, С. Мехманов, А. Баймаков, М. Кайдыкин, газосварщик Г. Краснобаев, электромонтеры В. Гайдаренко, В. Шегай и Т. Наркулов.

В 2013 г., по проекту компании «Outotec», началось строительство нового сернокислотного цеха производительностью 500 тыс. т серной кислоты в год. Реализация проекта позволит вовлечь весь объём конвертерных газов в сернокислотное производство и улучшить экологическую обстановку в регионе.

Цех разделения воздуха. Неотъемлемой частью медеплавильного завода является цех разделения воздуха (ЦРВ). Строительство ЦРВ было начато в середине 60-х гг. прошлого века. Целью ввода нового производства было обеспечение технологическим и техническим кислородом металлургических агрегатов, печи КФП и других потребителей цехов комби-

ната. Цех был открыт в 1966 г., а в июле 1967 г. получен первый кислород. Первым начальником цеха был К. Саранча. Его сменили И. Морозов, М. Дементьев, Н. Афонин, А. Кондрашов и нынешний начальник цеха С. Мурадилаев, который на этой должности с 2006 г. Врожденное трудолюбие, опыт практической работы и организаторские способности помогли ему пройти должностные ступени от слесаря-ремонтника до начальника цеха.

ЦРВ - это пять взаимосвязанных отделений, каждое из которых выполняет свою определенную функцию. Отделение блоков разделяет воздух на соответствующие, выдавая кислород с концентрацией 99%.

Начальником отделения блоков был Р. Бурханов, в настоящее время он заместитель начальника ЦРВ. Это грамотный, требовательный, эрудированный во всех вопросах руководитель. Эстафету он передал молодому специалисту, тоже грамотному и принципиальному У. Сайдалиеву, который также отвечает за участок наполнения баллонов азотом, снабжая им УАТ ЦРМЗ.

До 2005 г. в цеху работали блоки разделения БР1 № 1, БР1 № 2 и КА15 № 3, каждый из которых выдавал по 12 тыс. м³ кислорода. В 2005 г. было осуществлено техническое перевооружение: запущен в работу блок КААр16/16 № 4 с объемом производства 14 тыс. м³, с современной системой контрольного управления и вычислительным комплексом. После запуска блока КААр16/16 № 4 был демонтирован морально и физически устаревший блок БР1 № 1. В настоящее время начинается строительство усовершенствованного блока, где будет установлено более современное оборудование с производительностью 16 тыс. м³. С введением нового блока возможность выработки кислорода и азота увеличится, при этом блок БР1 № 2 будет демонтирован как устаревший.

Цех компрессии кислорода (ЦКК) – компрессирует кислород и подает его в металлургический цех на КФП и отражательную печь. Насосная станция ЦКК обеспечивает обратное водоснабжение. Этим участком руководит Ф. Бузурханова - молодой специалист. Она деятельная, энергичная, опирается на мнение коллектива.

Турбовоздуховодная станция (ТВС) подает сжатый воздух на конверторный передел металлургического цеха и медную обогатительную фабрику, а также питательную воду на котел-утилизатор. В 2011 г. в отделении установлен частотный преобразователь на нагнетатель Н-900 № 2, что позволяет значительно уменьшить потребление электроэнергии. Этот участок возглавляет Н. Барамыкова, которая проработала в цеху 40 лет. Имея большой жизненный опыт, она внесла свою неоценимую лепту в становление и развитие цеха. ТВС в декабре месяце этого года отмечает 50-летний юбилей.

Цех наполнения баллонов кислородом (ЦНБ) наполняет баллоны и реципиенты техническим кислородом для подачи его в металлургический цех и для

обеспечения цехов АГМК, гор. больницы кислородом. За этот участок отвечает старший мастер С. Астахова, проработавшая на МПЗ 49 лет. Это прекрасный организатор, активист в общественной жизни цеха, за её плечами большой жизненный опыт, она может найти выход из любой, самой сложной ситуации, поможет советом и делом.

Бесперебойную работу цеха обеспечивают все службы ЦРВ. Это технологическая, энергетическая, механическая службы, лаборатория, возглавляемые опытными, грамотными, ответственными, высококвалифицированными специалистами. Своей сплоченностью с момента основания цеха славится энергослужба, которой в данное время руководит Ш. Нурматов, начинавший свою трудовую деятельность электромонтером. Следует отметить, что в ЦРВ самое сложное по электрической части оборудование на МПЗ. В цехе его более 300 единиц. За состоянием оборудования следят дежурные смены, в которых по 13-14 специалистов, руководимые мастерами В. Таджиевым, Б. Алимовым, Д. Хидировым, А. Маматкуловым.

Стабильно работает механическая служба, которую возглавляет молодой специалист Ш. Хакимов, принявший эту службу от опытного, грамотного механика Т. Эргашходжаева. Важное место в деятельности цеха занимает лаборатория хроматографии, выполняющая контроль при производстве продуктов разделения. Технический анализ проводится круглосуточно, что позволяет контролировать правильность ведения технологического процесса. Приобретенный хроматографический аппаратно-программный комплекс хроматографа «Хроматек кристалл» позволяет быстро и качественно проводить анализы газообразных органических соединений, а также взрывоопасных примесей в производстве кислорода. Хорошие показатели в работе достигнуты благодаря работе инженера-лаборанта Н. Ковалевой и ветеранам труда, которые вкладывали свое умение, энергию, опыт и душу в производство. Это аппаратчики воздухоразделения, проработавшие по 30-40 лет и более: Т. Прилипко, Л. Феклистова, М. Закарова, эл. монтер К. Нурматов, по 15-20 лет и более: С. Мисирова, Н. Миннигулова, Д. Бычихин, С. Перетятыко, Б. Алимов, Ш. Мазакиров, Д. Ляпин. Машинисты компрессорных установок Л. Иванова, Е. Хорошевская, Д. Адамова, У. Мингбаев, И. Буторова, Е. Ибрагимова, Е. Рейс. Слесаря-ремонтники и электромонтеры: С. Деметьев, В. Семиков, А. Папаудин, М. Кажевников, А. Циндин, И. Цапко, Н. Ханазаров, Р. Миннибаев, Б. Машарилов, И. Апарин, Ш. Эрматов, Э. Сурикова.

Богатый практический опыт ветераны передают молодым специалистам, количество которых составляет 70% от численности работников цеха. Приятно, что между молодым поколением и ветеранами имеется взаимопонимание. Среди молодых работников можно выделить аппаратчиков ВРУ Х. Турматову, М. Аширалиеву.

Цех по производству медного купороса (КЦ) является основным структурным подразделением медеплавильного завода. История выпуска этой продукции на АГМК началась в 1971 г., когда для вывода вредных примесей из кислых растворов и для удовлетворения потребностей сельского хозяйства в цехе электролиза меди была освоена технология производства медного купороса. Первый медный купорос АГМК был получен 4 апреля 1971 г. КЦ введен в эксплуатацию в январе 1972 г., проектная мощность его 5,5 тыс. т в год. Технологию производства медного купороса разработал институт «Гинцветмет».

Медный купорос получают на АГМК гидрометаллургическим способом. Поступающий электролит из шламового отделения цеха аффинажа золота и серебра и цеха электролиза меди нейтрализуется, фильтруется, выпаривается в вакуум-выпарных аппаратах, кристаллизуется в механических кристаллизаторах. Затем идет фуговка в центрифуге, в которой кристаллы отделяются от жидкости. По ленточному элеватору полученная масса отправляется в сушильный барабан, потом поступает в бункера, затаривается и отправляется на склад готовой продукции. На всех стадиях производства медного купороса осуществляется технологический контроль: поступление растворов из ЦАЗиСа и ЦЭМа, поступление медных гранул, нейтрализация растворов. При кристаллизации и сушке медного купороса проверяется качество готовой продукции. Отходы производства медного купороса - медные гранулы и кек гидролитической очистки растворов - возвращаются в металлургический цех на переплавку и производство черновой меди.

Медный купорос используется для нужд сельского хозяйства: обработки огородных культур, древесины от гниения, в составе бордосской жидкости, как реагент в скотоводстве и птицеводстве, а также при прокрашивании стен и потолков помещений перед побелкой и т.д. Продукция цеха применяется в таких подразделениях АГМК, как плавательный бассейн спортивного клуба «Металлург», молочно-товарная ферма и предприятие по производству сельскохозяйственной продукции. Медный купорос АГМК отправляется в основном на экспорт во Францию, Германию, Польшу и Болгарию. Потребителями алмалыкского медного купороса были: Италия, Китай, Турция, США.

Цех стабильно перевыполняет плановые задания. В этом году ежемесячно здесь производят 690-700 т необходимого ядохимиката. До этого, несколько лет подряд, в цехе по производству медного купороса получали по 900 т продукции ежемесячно.

Основная специальность при производстве медного купороса в КЦ - аппаратчики-гидрометаллурги; вспомогательные - слесари-ремонтники, электромонтеры, электрогазосварщики. В разное время возглавляли КЦ Д. Абдрахманов, И. Столеров, А. Эртаев, которые в совершенстве знали производство, прошли долгий путь от простого рабочего до руководителя цеха. С 2010 г. цех возглавляет Д. Насыров. Руководит

дить сложным производством Насырову Д.Р. помогает его «правая рука» – заместитель И. Ли, которая трудится в цехе с 2002 г. Более 20 лет работают в цехе Х. Абдурахманов, М. Умаров, Н. Камалова, А. Калинин, Л. Микшина, И. Ламазов, Р. Эргашев, Г. Сим, которые являются достойным примером для молодежи. Трудовую эстафету лучших работников цеха переняли молодые специалисты: Б. Балгаев, З. Хайдаров, М. Джарлакабова, А. Норенов, А. Султанов, М. Бурханова, И. Аликулов и многие другие.

Цех аффинажа золота и серебра. Путь к аффинажному производству на АГМК был долгим и нелёгким. С 1966 по 1973 гг. в цехе электролиза меди МПЗ в качестве товарной продукции получали медь-электролитные шламы, направлявшиеся для дальнейшей переработки на Пышминский медьэлектролитный завод (ныне комбинат «Уралэлектромедь»). В сентябре 1973 г. введено в эксплуатацию шламовое отделение, после чего МПЗ прекратил поставки электролитных шламов на родственные предприятия страны, освоив производство серебряно-золотого сплава Доре. В сентябре и декабре того же года здесь были получены первые селен и теллур. Через два года была освоена проектная мощность по переработке шлама. После обретения Узбекистаном независимости появилась острая необходимость в выпуске в качестве товарной продукции аффинированных драгоценных металлов.

В 1991 г. по заданию Президента Республики Узбекистан И. Каримова на АГМК создано аффинажное производство. За весьма короткий срок был построен и введён в действие аффинажный участок. Сначала он назывался шламово-купоросный цех, затем гидрометаллургический, а сегодня он носит название цех аффинажа золота и серебра (ЦАЗиС). Но какое бы название не носил цех, назначение у него всегда было одно – выпуск важной продукции.

24 декабря 1991 г. здесь получен первый слиток серебра, а 26 декабря – слиток золота. 18 лет на комбинате – с 1973 по 1991 гг. – в качестве товарной продукции выпускался серебряно-золотой сплав Доре. Сейчас в ЦАЗиСе два основных отделения: шламовое и аффинажное, выпускающие слитки серебра и золота. Уже в мае 1992 г. была освоена мощность аффинажного отделения. Через четыре года Лондонская ассоциация рынка драгоценных металлов приняла аккредитацию АГМК по производству высококачественных слитков серебра, и в 1996 г. Лондонская биржа драгметаллов присудила серебру АГМК статус «Хорошая поставка». Через год этот статус был присвоен и золоту комбината. С 1997 г. в ЦАЗиСе освоен выпуск гранулированного серебра для ювелирной промышленности. Гранулы диаметром 2-5 мм, высокого качества, стабильные по размеру и форме, их поверхность не содержит пор и раковин. Процесс получения гранул защищён авторским свидетельством.

В разное время цех возглавляли В. Востряков, В. Пригоровский, М. Шляхов, В. Калинин, В. Гуринов, А. Ковганюк, Л. Коршиков, А. Шадманов. Сейчас цехом руководит Б. Аскарков. 35 лет своей трудовой жизни отдал «золотому» цеху МПЗ заместитель начальника В. Погорелый. Со дня основания цеха трудятся здесь В. Матвеев, А. Петухов, М. Чертовских, В. Сергеев, Р. Дасаев, Н. Елистратова, Р. Галимова, Н. Галимулин.

Цех волочения и производства эмалированного провода (ЦВиПЭП). 23 марта 1995 г. получил статус самостоятельной единицы в системе АГМК новый цех по производству медного эмалированного провода. В 2000 г. он стал одним из цехов медеплавильного завода.

Цех оборудован двумя волочильно-эмалировочными агрегатами – вертикальным и горизонтальным – итальянской фирмы «Италия Импианти». На каждом стане имеется по 8 маршрутов волочения, таким образом, на одном агрегате одновременно можно выпускать эмалированные провода восьми различных диаметров: на горизонтальном стане – от 0,25 до 0,8 мм, а на вертикальном – от 0,8 до 1,8 мм.

Первым начальником цеха, при котором монтировалось оборудование, был Н. Алимов, все заботы по наладке технологических линий легли на плечи технолога Ю. Цыплягина. Большую помощь в запуске нового производства оказал главный энергетик АГМК А. Симонов. С самого основания цеха здесь трудятся волочильщик А. Згадов, эмалировщик С. Семухин, лаборант Н. Баженова. В настоящее время возглавляет коллектив ЦВиПЭП начальник цеха У. Эшанкулов.

Первую продукцию – проволоку диаметром 0,4 мм цех выдал в 8 часов 45 минут 29 июня 1995 г. на горизонтальном стане. Сейчас здесь выпускается провод медный круглый с эмалевой изоляцией марки ПЭТ-155 диаметром от 0,25 до 1,8 мм (всего 38 диаметров). В цехе имеется своя аттестованная испытательная лаборатория, подобных в Узбекистане единицы.

Цех был построен, в первую очередь, для удовлетворения нужд комбината, в частности, энергомонтного цеха. На сегодняшний день ЦВиПЭП активно насыщает внутренний рынок республики: в год здесь выпускается более 500 т продукции.

Цех получения редких металлов (ЦПРМ) – самое молодое подразделение в системе медеплавильного завода. На медной обогатительной фабрике (МОФ) АГМК получают молибденовый промпродукт, в котором содержатся редкие и другие ценные металлы (рений и т.д.). Раньше они безвозвратно терялись. Но во всем мире эти металлы пользуются большим спросом. Руководством АГМК в 1998 г. было принято решение о строительстве участка получения редких металлов (УПРМ). Его проект был разработан ЗАО «Металлургия цветных металлов» города Санкт-Петербурга. В 1999 г. участок, построенный силами АГМК, был сдан в эксплуатацию. Начальни-

ком нового подразделения был назначен А. Конаков, до этого времени работавший в ЦАЗиС старшим мастером. В марте 2001 г. УПРМ был присвоен статус цеха получения редких металлов.

С МОФ в цех поставляется молибденовый промпродукт, который здесь обжигается. В результате этого в растворы газоочистки переходит до 70% рения. Данные растворы и являются исходным сырьём для получения рения и других ценных металлов. Первый рениевоокислый аммоний получен в ЦПРМ в 2001 г. Тогда же он был аттестован. Технология извлечения редких металлов разработана специалистами центральной химико-технологической лаборатории АГМК совместно с ЗАО «Металлургия редких металлов» с учётом опыта Чирчикского УзКЖТМ.

Несмотря на трудности, в цехе внедряется новое оборудование, силами МПЗ и комбината ведётся его постоянное усовершенствование. Сейчас в цехе приступили к изготовлению установки по улавливанию ценных компонентов из отходящих газов.

Для работы в новом цехе МПЗ в 1999 г. были привлечены специалисты сернокислотного производства, которые занимались извлечением рения из промывной кислоты. Также приглашались труженики и из других подразделений комбината. Основные специальности в ЦПРМ - прокальщики и аппаратчики. С открытия цеха работают здесь прокальщики Р. Нам и В. Ким, аппаратчики М. Облакулова и старший кладовщик В. Скрыгина. С 2002 г. ЦПРМ возглавляет А. Погорелый, который в 1998 г. был назначен старшим мастером строящегося участка получения редких металлов.

Твои люди, МПЗ! Успех любого предприятия во многом зависит от первого руководителя. За 50-летнюю историю МПЗ сменилось много директоров, и каждый из них внёс свой вклад в развитие и процветание завода.

В 1960 г. начальником строящегося медеплавильного цеха стал выпускник политехнического института города Алма-Аты, инженер-металлург В. Курц. В 1963 г. он был назначен директором строящегося, первого в Узбекистане, медеплавильного завода. Это был уже опытный специалист, поработавший на заводах Урала и Китая. С 1969 г. по 1971 г., а затем с 1974 г. по 1976 г. заводом руководил Ю. Купряков, который придавал большое значение научно-исследовательской работе на МПЗ, сам активно в ней участвовал - защитил кандидатскую и докторскую диссертации. В 1972 г. директором МПЗ был назначен Е. Миусков, который в 1969 г. был откомандирован в Верхне-Пышминский медеэлектролитный завод на должность главного инженера. В. Шурчков в должности директора МПЗ работал с 1976 г. по 1982 г. Затем директором был назначен Ю. Приходько. С 1984 г. завод возглавлял И. Гренц. Приехал он из соседнего Казахстана. Прошёл путь от мастера смены до директора. В 1991 г. на должность директора МПЗ был назначен В. Довченко. На медеплавильном заво-

де он работал с 1983 г., сначала старшим мастером анодно-вайербарсового отделения, с 1984 г. - начальником металлургического цеха, через год был назначен главным инженером завода, а в 1991 г. он возглавил коллектив МПЗ. С 1999 по 2005 гг. в должности директора коллективом завода руководил В. Гурин, а с 2005 по 2009 - К. Шеров - оба опытные металлурги, прошедшие весь трудовой путь от плавильщика до директора.

В этом году МПЗ отмечает свой 50-летний юбилей. Сегодня на заводе трудятся ветераны - живые свидетели самого начала завода, которые стояли у истоков МПЗ - это старшие мастера металлургического цеха К. Мавлянов, Т. Хайиткулов, волочильщик цеха по производству эмальпровода А. Згадов. Многие работники завода отмечены государственными наградами. Так, в настоящее время в металлургическом цехе работает плавильщик А. Ахметов, который награждён орденом «Мехнат Шухрати» и удостоен звания «Заслуженный работник металлургической промышленности» Республики Узбекистан, плавильщик А. Гальянт награждён орденом «Дустлик», плавильщик Н. Сапаров награждён медалью «Шухрат», начальник ремонтно-механического цеха С. Кучкаров отмечен орденом «Фидокорона хизматлари учун». Старейший работник завода А. Згадов является «Заслуженным работником металлургической промышленности» Узбекистана.

50 лет прогресса! За свою 50-летнюю историю медеплавильный завод претерпел немало реконструкций: он постоянно расширяется, вводятся в эксплуатацию новые агрегаты, цеха и участки, происходит освоение новых технологий и новых видов продукции.

Медеплавильный завод выдаёт около 95% товарной продукции комбината, выпуская рафинированную медь и медный эмальпровод, технические селен и теллур, медный купорос, серную кислоту, перренат аммония, рафинированные драгоценные металлы - золото и серебро и др. До 90% медной продукции МПЗ экспортируется в зарубежные страны.

Основные цеха завода - это металлургический цех, который оснащён отражательной печью мощностью до 50 тыс. t черновой меди в год, печью кислородно-факельной плавки мощностью 65 тыс. t в год, четырьмя горизонтальными поворотными конвертерами вместимостью 75 t каждый, двумя анодными поворотными печами вместимостью по 200 t; цех электролиза меди производительностью 148 тыс. t катодной меди в год; сернокислотный цех, утилизирующий отходящие металлургические газы и выпускающий до 540 тыс. t серной кислоты в год; купоросный цех с годовой производительностью до 7 тыс. t медного купороса; цеха по производству редких металлов и аффинажа золота и серебра.

Каждый прожитый день приносит все новые и новые открытия и достижения, поэтому и АГМК не стоит на месте. На комбинате принята обширная про-

грамма по реконструкции и техническому перевооружению производства, реализация которой удвоит производство меди, а также выпуск серной кислоты из отходящих газов металлургического производства. На МПЗ предусмотрено без остановки действующих производств завершение реконструкции металлургического цеха с переводом его полностью на автогенную плавку медных концентратов вместо малоэффективной плавки концентратов в отражательной печи. Ввод процессов автогенной плавки позволит повысить извлечение серы в серную кислоту с 60 до 95% и

вовлечь в переработку оборотные продукты (клинкер цинкового завода, технологические пыли, конвертерные шлаки, медьсодержащие продукты). Выполнение всего комплекса мероприятий по МПЗ позволит достичь норм предельно допустимых выбросов. Кроме реконструкции основных производств, планируется осуществление реконструкции энергетических, инженерных и других объектов, обеспечивающих основное производство. Также предусмотрены капитально-восстановительные работы по обновлению основного и вспомогательного технологического оборудования.

УДК 669.213.6.001.6

© Санакулов К.С., Эргашев У.А., Ахатов Н.А. 2013 г.

УСОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ СОРБЦИОННОГО ЦИАНИРОВАНИЯ ПРОДУКТА БИООКИСЛЕНИЯ НА ГМЗ-3

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук; **Эргашев У.А.**, главный технолог Северного рудоуправления НГМК, канд. техн. наук; **Ахатов Н.А.**, директор ГМЗ-3 Северного рудоуправления НГМК

NKMKning GMZ-3 korxonasi MCHJ IRGIREDMET instituti jalb qilingan xolda bioksidlash mahsulotini sorbtion ishqorlash jarayonida ko'mir va smola sorbentlaridan foidalanib solishtirish sinoalari o'tkazildi. Olingan natijalar asosida bioksidlash mahsulotini sorbtisiya-sianlash bo'limida «Pulpadagi smola» sxemasi ish jarayoni «Pulpadagi ko'mir» sxemasiga o'tkazildi, natijada zavod bo'yicha oltinni ajratib olish 8-10% oshirildi.

With involvement of the Open Joint Stock Company "IRGIREDMET at the NMMC's Hydrometallurgical plant № 3 there have been carried out comparison tests using resin and carbon sorbents in the process of sorption leaching of the bio-oxidation product. As a result of such work the knot of the sorption cyanidation of the bio-oxidation product, working on scheme «Resin in pulp» had been changed on scheme «Carbon in pulp» that made it possible to ensure increase of the end to end gold recovery at the level 8-10 %.

Анализ работы схемы «Смола в пульпе» на ГМЗ-3. В НГМК в лабораторных условиях проведены исследования поведения ионообменных смол и угля в непрерывных циклах «насыщение-регенерация» в режиме сорбционного цианирования кека биоокисления (рис. 1-5, табл. 1-5) [1-3]. Схема проведения опытов приведена на рис. 1.

На первом этапе проведения испытаний передвижение смолы по цепочке сорбции осуществляли периодически путем перемещения сетчатых патронов, содержащих определенные порции смолы, соответствующие загрузке 5% об. Перемещение патронов производилось по мере насыщения смолы в «головном» пачуке сорбции до емкости 4-7 мг/г. Далее насыщенную смолу выводили на регенерацию, проводимую в режиме ГМЗ-2. После проведения пяти циклов «сорбция-регенерация» на отработанной, а также на свежей смоле, были сняты изотермы сорбции методом «смола в растворе». Изотермы сорбции золота на

смолу (свежую и после пяти циклов) приведены на рис. 2 а, из которого видно, что изотерма, полученная на смоле, прошедшей пять циклов «насыщение-регенерация», расположена ниже изотермы, снятой на свежей смоле. Это свидетельствует об ухудшении сорбционных свойств ионита, использованного в циклах сорбционного цианирования кека биоокисления.

На втором этапе исследований передвижку смолы по цепочке, состоящей из шести пачуков, производили путем перемещения определенных порций смолы из патрона в патрон по 10-20 мл/д, контролируя емкость насыщенную смолу. По мере накопления насыщенной смолы 50-60 мл проводили ее регенерацию в режиме ГМЗ-2. Содержание смолы на втором этапе составляло 8% объема пульпы. Время сорбционного цианирования 36 ч. После проведения пяти циклов второго этапа на отработанной и на свежей смоле были сняты изотермы сорбции методом «смола в растворе» (рис. 2 б).

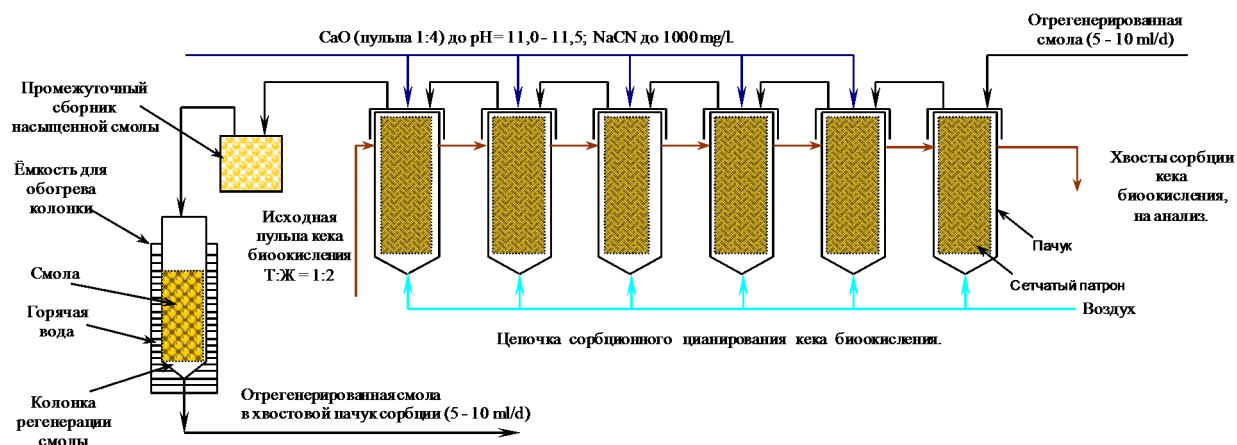


Рис. 1. Аппаратурная схема проведения циклов «насыщение - регенерация» смолы на ГМЗ-3

Из рис. 2 б видно, что линия изотермы сорбции золота на отрегенированную смолу после 5-ти циклов лежит значительно ниже изотермы свежей смолы, что еще раз свидетельствует о снижении сорбционных характеристик смолы в процессе сорбционного цианирования кека биоокисления. Снижение сорбционных свойств смолы становится особенно заметным при низких содержаниях золота в жидкой фазе, например, менее 0,3 - 0,5 у.е./л (хвостовые пачуки сорбции кека биоокисления), что также иллюстрируется изотермой сорбции отрегенированной смолы (рис. 2 б). Если провести экстраполяцию изотермы сорбции отрегенированной смолы в область более низких значений содержания золота в жидкой фазе, как показано на рис. 2 в, то становится видно, что уже при снижении содержания золота в растворе менее 1,0 у.е./л соответствующая равновесная ёмкость смолы стремится к нулю, то есть сорбционная способность ионита после 5-ти циклов при данных концентрациях чрезвычайно снижается, чем и объясняется, в основном, повышение содержания золота в жидких хвостах сорбции.

Одной из причин снижения рабочей ёмкости ионита (особенно при низких концентрациях золота в растворе), как будет показано ниже, может являться высокое содержание тиоцианатов (роданидов) металлов в растворах при сорбционном цианировании кека биоокисления.

Динамика изменений содержания золота в жидких хвостах сорбции при проведении циклов «насыщение - регенерация» на II этапе показана на рис. 3. На данном рисунке также прослеживается тенденция к неуклонному росту содержания золота в жидких хвостах сорбции до 1,0 mg/l и более, несмотря на то, что продолжительность сорбционного цианирования составляла 36 h, загрузка смолы 8% об. При этом подача свежей или отрегенированной смолы в хвостовые пачуки цепочки сорбции лишь на некоторое вре-

мя снижает концентрации Au в жидкой фазе хвостов, после чего вновь происходит её повышение.

Содержание тиоцианатов (роданидов) и других примесей в жидких хвостах сорбции (анализ прово-

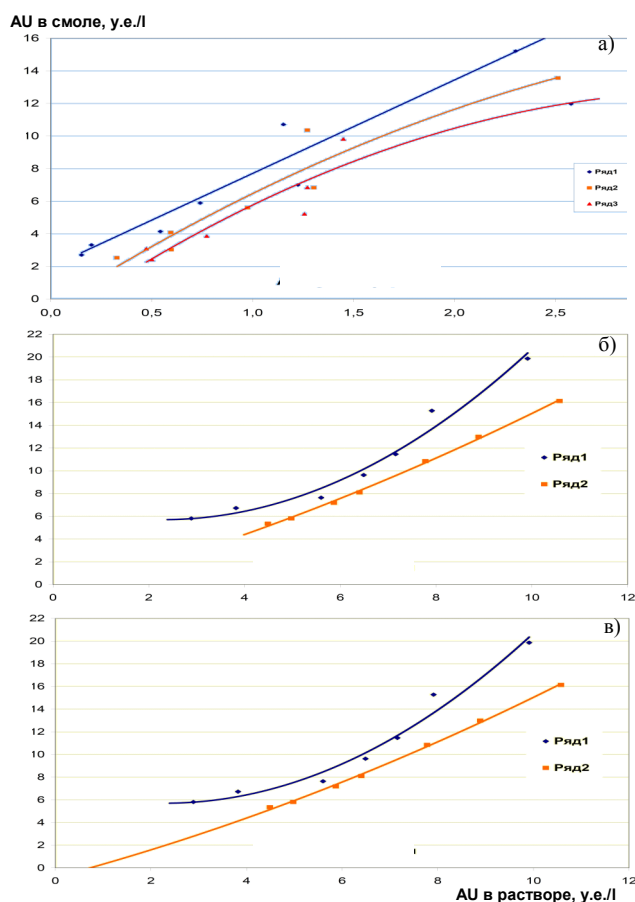


Рис. 2. Изотермы сорбции золота на смолу до и после проведения испытаний I этапа (а) и II этапа (б), экстраполяция изотермы сорбции отработанной смолы в область более низких значений концентрации Au в растворе (в): ряд 1 - свежая смола; ряды 2, 3 - смола после 5 циклов

Содержание Аи в хвостах сорбции, у.е./л

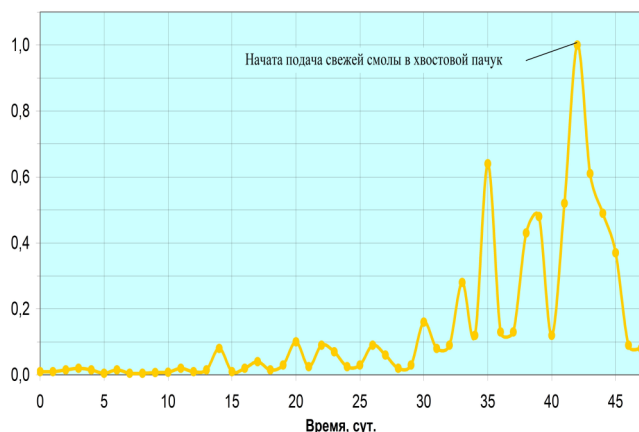


Рис. 3. Динамика изменения содержания Аи в жидких хвостах сорбции в период II этапа

дился в ЦНИЛ НГМК, табл. 1) весьма велико, что может являться одной из причин отравления и снижения емкости смолы по Аи.

Таблица 1

Содержание тиоцианатов (роданидов) и других примесей в жидких хвостах сорбции

С у т к и	Содержание примесей в жидкой фазе сбросных хвостов сорбции кека биоокисления, у.е./л						
	Ag	Fe	Cu	Zn	Ni	Co	CNS ⁻ (рода нид)
1	0,61	3,50	5,75	0,40	0,39	0,23	1 746
3	1,54	10,60	12,00	3,00	0,49	0,24	3 467
5	1,58	12,04	13,70	0,71	0,42	0,26	4 108
7	0,70	7,60	10,00	0,50	0,33	0,26	2 744
9	1,11	10,70	10,70	0,43	0,29	0,23	3 578
11	1,59	5,01	15,50	0,83	0,39	0,23	4 692
13	<0,1	3,18	0,46	0,10	0,11	0,20	2 362
15	1,51	6,35	9,60	0,87	0,32	0,22	3 351
17	1,67	5,50	12,80	0,44	0,45	0,29	5 687
19	1,84	7,03	11,10	0,71	0,46	0,26	7 253
21	1,67	13,80	18,40	0,72	0,44	0,31	6 842
23	1,39	7,75	15,00	0,68	0,54	0,34	7 510
25	1,43	10,50	13,80	0,65	0,64	0,35	8 184
27	0,98	19,00	14,30	0,52	0,63	0,35	5 918
29	1,20	5,43	10,30	0,43	0,41	0,26	5 982
31	1,29	8,05	10,50	0,64	0,52	0,27	3 530

Тиоцианаты в щелочной среде являются активными десорбентами золота, что и вызывает смещение равновесия «сорбция-десорбция» в сторону десорбции и повышению содержания Аи в жидких хвостах, а также снижению рабочей обменной емкости сорбента.

В НГМК также проведены сравнительные испытания по сорбционному цианированию кека биоокисления со смолой и углем.

Результаты проведенных испытаний представлены в табл. 2.

Условия сорбционного цианирования: C_{NaCN} - 1000 mg/l с коррекций каждые 2 h. Загрузка сорбентов: смола - 5%; уголь - 5%; Т:Ж = 1:2; pH = 10,5-11,5.

Время сорбционного цианирования - 36 h. Для снятия кинетики сорбции через 6, 12, 24, 30, 36 h отобрана проба на определение содержания Аи в твердой и жидкой фазе. Содержание Аи в исходной пробе - 24,32 у.е./т; S^{-2} - 3,07%.

Из данных табл. 2 видно, что сорбция на уголь имеет определенные преимущества по содержанию золота в жидких хвостах сорбции, а также наблюдается относительно более высокое извлечение. Следует отметить, что содержание золота в хвостах сорбции определено в отмытых от жидкой фазы (с содержанием растворенного золота) пробах. При определении золота в упаренных пробах хвостов сорбции, в случае использования в качестве сорбента смолы, его значение выше и, соответственно, извлечение золота ниже.

Полученный материал после сгущения и промывки отфильтровывали и кеки влажностью 20-25% использовали для испытаний процессов сорбционного выщелачивания.

На первой стадии испытаний в качестве сорбента использовали активированный уголь, на второй стадии - ионообменную смолу.

Эксперимент непрерывного сорбционного выщелачивания проводили в батарее из восьми последовательно установленных пачуков, вместимость каждого составляла 600 ml. Пульпу дозировали непрерывно из расходного пачука вместимостью 3,6 l. Перемешивание осуществляли воздухом. Принципиальная технологическая-аппаратурная схема установки показана на рис. 4.

Пуск установки осуществляли следующим образом. В расходный пачук загружали пульпу при соотношении Ж:Т = 2:1. В пачук вносили известь в виде 10% известкового молока (из расчета 12 kg/t).

Пульпу агитировали и включали эрлифт, который с заданным расходом перекачивал пульпу в батарею сорбционных пачуков.

По мере заполнения сорбционных пачуков в них подавали цианид натрия в виде 20% раствора (из расчета 5 kg/t) и

Таблица 2

Сорбционное цианирование кека биоокисления со смолой и углем

Вре- мя опы- та, h	Тв. хвосты, у.е./т *		Ж. хвосты, у.е./л		Извлечение, %	
	Смо- ла	Уголь	Смола	Уголь	Смола	Уголь
	6,08	6,03	0,419	0,173	75,0	75,2
12	5,35	5,20	0,278	0,092	78,0	78,6
24	5,08	4,36	0,395	0,046	79,1	82,09
30	5,3	4,4	0,410	0,033	78,2	81,9
36	5,11	4,33	0,361	0,030	79,0	82,2

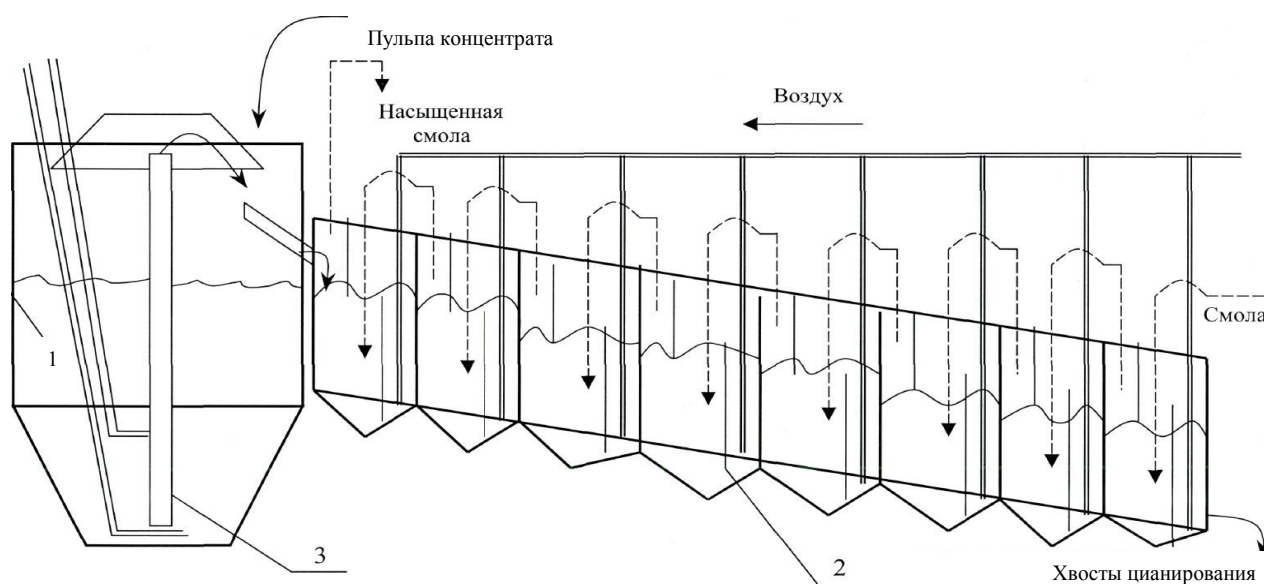


Рис. 4. Принципиальная технологическая-аппаратурная схема установки: 1- расходный пачук; 2- батарея из 8-ми пачуков; 3 - эрлифт

загружали сорбент (уголь или смолу). Периодически (раз в 2-4 h) в расходный пачук подгружали свежеприготовленную пульпу при соотношении Т:Ж = 2:1 и порции реагентов. В первом сорбционном пачуке после загрузки пульпы определяли pH раствора и концентрацию цианида (раз в 2-4 h). Концентрацию цианида в сорбционном пачуке поддерживали на уровне 2,5 - 3 g/l. Известь вносили по мере необходимости, поддерживая pH раствора на уровне 10,5. За сутки через пачуки пропускали 8,4 литра пульпы (24 h сорбционного цианирования). Производительность по твердому 3,4 у.е./d.

Испытания угольной технологии. Сорбент загрузили в каждый из восьми сорбционных пачуков по 50 ml (8 % объемных). Передвижку угля начали на 6 сутки работы установки. За это время произошло частичное насыщение угля золотом. Передвижку осуществляли четыре раза в сутки по 5-7 ml, ориентируясь по остаточной концентрации золота в хвостах. В процессе испытаний вели периодический (раз в 2-4 h) и накопительный (ежесменный) отбор проб обеззолоченных растворов и ежесуточный отбор проб угля и твердых продуктов выщелачивания. По мере накопления 45-50 ml насыщенного угля проводили автоклавную десорбцию золота при 170° С в течение 60 минут и обработку обеззолоченного угля раствором соляной

кислоты (50 g/l, в течение 60 min при Ж:Т = 5:1). Регенерированный уголь загружали обратно в процесс сорбции. Остаточное содержание золота в угле составляло менее 0,1 у.е./g.

Всего испытания продолжались 20 d. Результаты представлены в табл. 3.

Таблица 3

Результаты испытаний сорбционного цианирования продуктов БВ

С у т к и	Сме на	pH исходной пульпы	Конц. цианида в сбросн. пульпе, g/l	Сод-е золота в хвостах, у.е./l	Конц. золота в сбросных растворах, у.е./l	Из-влечение золота, %	Сод-е золота в насыщ. угле, у.е./l
1	1	10,5	0,5	-	-	-	-
	2	10,8	0,6		-		
3	1	10,5	0,5	2,8	> 0,01	89,2	-
	2	10,5	0,4		0,02		
5	1	10,5	0,6	2,7	0,11	88,4	-
	2	10,6	0,6		0,21		
7	1	10,9	0,6	3,0	0,03	88,1	6,0
	2	11,0	0,8		0,06		
9	1	10,8	0,7	2,6	0,15	89,1	6,3
	2	10,9	0,8		0,09		
11	1	10,5	0,6	2,4	0,11	90,2	6,9
	2	10,5	0,5		0,04		
13	1	10,7	0,6	2,5	0,06	90,0	-
	2	10,7	0,5		0,05		
15	1	10,8	0,6	-	0,07	-	6,4
	2	10,9	0,4		0,04		
17	1	11,4	0,6	2,9	0,08	88,8	6,5
	2	11,2	0,7		0,05		
19	1	10,3	0,4	2,7	0,05	89,2	6,1
	2	10,2	0,6		0,07		

Таблица 4

Режимы элюирования
и регенерации смолы

Операция	Состав элюента	Время, h	Кол-во объемов элюента на объем смолы	Темп., °C
Цианистая обработка	30 g/l NaCN, 5 g/l NaOH	3	3	25
Отмывка	Вода	1	5	55
Кислотная обработка	40 g/l H ₂ SO ₄	2	3	25
Десорбция золота	20g/l H ₂ SO ₄ , 80 g/l Thio	3	2	55
Отмывка	Вода	1	5	55
Щелочная обработка	20 g/l NaOH	2	3	55
Отмывка	Вода	1	5	55

Испытания технологии с ионообменной смолой. Сорбент загрузили в каждый из восьми сорбционных пачуков по 50 ml (8% объемных). Передвижку смолы

Содержание Au в смоле, у.е./л

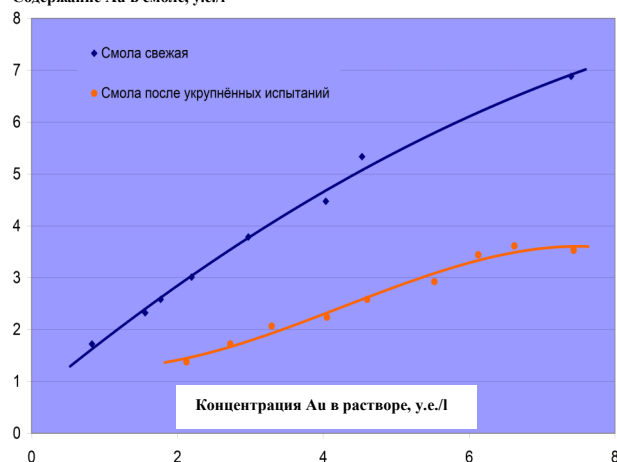


Рис. 5. Изотермы сорбции золота на смолу при цианировании продукта БВ

начали на 6 сутки работы установки. За это время произошло частичное насыщение смолы золотом. Передвижку осуществляли четыре раза в сутки по 6-15 ml, ориентируясь на остаточную концентрацию золота в хвостах. В процессе испытаний вели периодический (раз в 2-4 h) и накопительный (ежесменный) отбор проб обеззолоченных растворов и ежесуточный отбор проб смолы и твердых продуктов выщелачивания. По мере накопления 45-50 ml насыщенной смолы, проводили ее регенерацию. Режимы элюирования и регенерации смолы представлены в табл. 4. Фактически регенерированная оборотная смола стала поступать в процесс, начиная с 10-х суток работы установки.

Таблица 5

Результаты испытаний
сорбционного цианирования продуктов
БВ с ионообменной смолой

Сутки	Смена	pH исходной пульпы	Конц. цианида в сбросной пульпе, у.е./л	Сод-е золота в хвостах, у.е./т	Концентрация золота в сбросных растворах, у.е./л	Извлечение золота, %	Содерж. золота в насыщенной смоле, у.е./г
1	1	10,3	0,3	-	-		-
	2	10,6	0,4		0,04		
3	1	10,3	0,5	2,8	0,03	88,9	-
	2	10,7	0,4		0,05		
5	1	10,5	0,5	2,4	0,12	90,0	-
	2	10,3	0,5		0,08		
7	1	10,9	0,6	2,6	0,06	89,3	5,2
	2	10,2	0,6		0,12		
9	1	11,0	0,6	2,6	0,09	89,1	5,9
	2	10,3	0,5		0,15		
11	1	10,7	0,7	2,3	0,17	89,9	5,2
	2	10,4	0,4		0,16		
13	1	10,2	0,5	2,8	0,15	87,8	3,9
	2	10,5	0,4		0,19		
15	1	10,8	0,3	2,5	0,23	88,5	3,8
	2	10,6	0,5		0,25		
17	1	11,6	0,4	2,6	0,28	87,8	4,1
	2	11,3	0,5		0,28		
19	1	11,0	0,6	2,9	0,30	86,2	3,8
	2	11,2	0,7		0,28		
21	1	10,9	0,6	2,8	0,27	86,4	3,7
	2	10,8	0,5		0,29		

Установка находилась в работе 21 сутки. Результаты представлены в табл. 5, из которой видно, что содержание золота в жидкой фазе хвостов цианирования было несколько выше, чем в варианте с угольной сорбцией. Кроме того, прослеживалась тенденция к повышению остаточной концентрации золота в хвостах и снижению его извлечения. С целью снижения концентрации золота в хвостах передвижку смолы осуществляли большими объемами по сравнению с угольным вариантом (до 40 ml смолы в сутки), что привело к снижению ёмкости сорбента.

На рис. 5 представлены изотермы сорбции на смолу до и после проведения испытаний. На данном рисунке наблюдается значительное изменение изотермы сорбции, снятой на смоле после проведения испытаний, что свидетельствует об ухудшении сорбционных свойств смолы. Как видно, укрупненные испытания срав-

нения технологий «Смола в пульпе» и «Уголь в пульпе», проведенные в ИРГИРЕДМЕТ, полностью подтвердили результаты работ в НГМК.

Таким образом, в НГМК с привлечением ОАО ИРГИРЕДМЕТ были изучены технологические свойства продуктов биоокисления, проведены сравнительные испытания с использованием сорбентов смола и уголь в процессе сорбционного выщелачивания продукта биоокисления, определены основные режимные параметры и ожидаемые показатели переработки продукта биоокисления по СІЛ технологии (уголь в пульпе).

Для проведения ТЭР и проектирования реконструкции гидрометаллургического узла ГМЗ-3 Центральному проектному бюро НГМК были выданы исходные данные, на основании которых выполнен рабочий проект реконструкции узла. В январе 2012 г. узел сорбционного цианирования продукта биоокисления, работающий по схеме «Смола в пульпе», переведён на схему «Уголь в пульпе». Внедрение данной схемы обеспечило прирост сквозного извлечения золота по заводу на уровне 8-10%.

Список литературы:

1. В.К. Сомен, В.Н. Гуськов, А.В. Белый и др. «Переработка золотоносных руд с применением бактериального окисления в условиях крайнего Севера». Новосибирск, «Наука», 2007г – с.141.
2. Исх. НГМК №9-07/324 от 10.01.2005г. «О направлении материалов компании GENCOR по опытно – промышленным испытаниям».
3. Отчёт ОАО Иргиредмет «Проведение испытаний технологии переработки кеков бактериального выщелачивания Кокпатаасских и Дауызытауских руд по технологии «Смола в пульпе» и «Уголь в пульпе» с оценкой вариантов совместной и раздельной переработки хвостов флотации и кеков биовыщелачивания», Иркутск 2003г.

УДК 622.235.5

© Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Нутфуллаев Г.С., Абдуллаев Ж.Я., Саидахмедов Ж.А. 2013 г.

СПОСОБ ДРОБЛЕНИЯ МАССИВА РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД ЩЕЛЕВЫМИ ЗАРЯДАМИ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ КУМУЛЯТИВНОГО ЭФФЕКТА

Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, проф.; **Заиров Ш.Ш.**, доцент кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук; **Нутфуллаев Г.С.**, аспирант МГРУ; **Абдуллаев Ж. Я.**, магистрант НГГИ; **Саидахмедов Ж.А.**, магистрант НГГИ

Turli mustaxkamlikdagi tog' jislarini maydalashga mo'ljallangan portlatish moddalarining ta'sir yo'nalishi kuchaytililgan – kumulyativ usuli ishlab chiqildi. Sanoat sharoitida portlatish moddalarining yo'nalishi kuchaytirilgan – kumulyativ usulining hosil bo'lish mexanizmi ishlab chiqildi.

Firing method of the different strongly compacted rocks by explosives using cumulative effect for directional operation of the explosion on strong under layer has been drawn up. On the industrial conditions has been assigned formation mechanism of a cumulative stream in differently strong rocks.

Ведущую роль в общем технологическом комплексе процесса горного производства занимают буровзрывные работы (БВР), которые, являясь начальным процессом технологии добычи, определяют эффективность всех последующих процессов: от погрузки и транспортирования до механического дробления и переработки минерального сырья. Равномерность и крупность дробления массива, процент выхода негабарита, проработка подошвы уступа, величина перебура скважин, ширина развала горной массы – эти и другие характеристики в основном определяют качество проведенных БВР.

Разнопрочные горные породы сложноструктурных месторождений характеризуются неоднородностью физико-механических свойств, наличием интенсивной трещиноватости, блочности, крепких пропластков. При реализации известных способов дробления в разнопрочных горных породах ухудшается качество подготовки горной массы из-за резкого отличия массива по прочности. Характерным примером разнопрочности горных пород являются вскрышные породы карьера Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов.

На основании вышеизложенного сформулирована научная задача разработки способа взрывания разнопрочных горных пород зарядами взрывчатых веществ

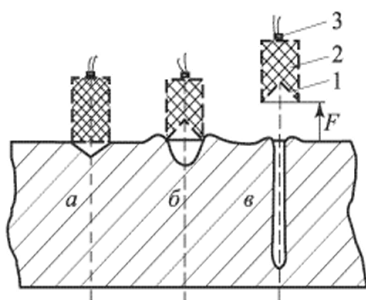


Рис. 1. Действие кумулятивного заряда ВВ в горной породе: 1 - кумулятивная воронка; 2 - взрывчатое вещество; 3 - детонатор; а - действие заряда ВВ без кумулятивной выемки; б - действие заряда ВВ с кумулятивной выемкой при соприкосновении с горной породой; в - действие кумулятивного заряда ВВ при оставлении фокусного расстояния F

(ВВ) с использованием кумулятивного эффекта для направленного действия взрыва по крепкому пропластку (рис. 1-б). Выполненные в работах [1, 2] теоретические исследования позволяют получить представление о процессе образования кумулятивной струи. При описании действия зарядов ВВ для разрушения массива разнопрочных горных пород основное внимание уделяется месту расположения зарядов, способствующих кумуляции, и процессу развития газовой полости.

Теоретические исследования и современные экспериментальные методы (импульсная рентгенография, оптические и осциллографические методы и др.) позволили получить достаточно полное представление о процессе образования кумулятивной струи [1].

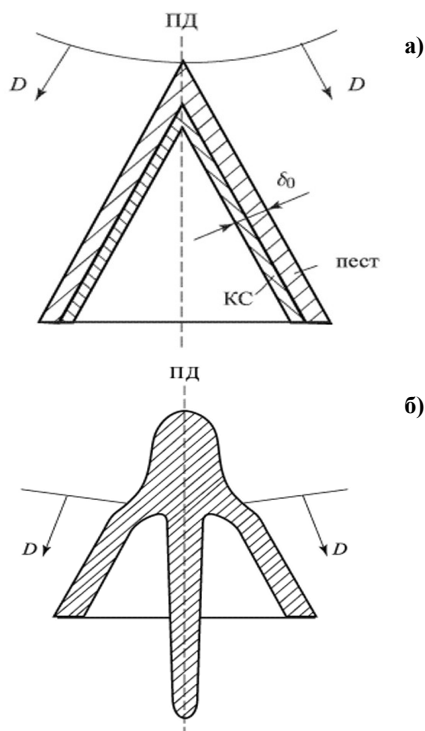


Рис. 2. Фронт детонационной волны (а) и его распространение (б) в кумулятивном заряде

Кумулятивный заряд приобрел большое значение в практике применения ВВ для промышленных целей. Суть кумулятивного эффекта иллюстрирует рис. 1.

Фронт детонационной волны в кумулятивном заряде начинает распространяться от детонатора со скоростью D (рис. 2). Затем он отражается от поверхности воронки, на которую при этом действует максимальное давление в 20-60 ГПа. Его величина зависит от материала воронки, угла подхода фронта детонационной волны к поверхности облицовки и свойств ВВ [2].

Разогнанная продуктами детонации тонкая металлическая воронка движется со скоростью 1,0-2,5 км/с к оси кумулятивного заряда, что сопровождается последовательным уменьшением ее диаметра в различных сечениях. В струю переходит внутренняя часть кумулятивной воронки (рис. 2, а).

После схлопывания i -й элемент находится под всесторонним давлением (кроме внутренней поверхности), которое возникает от соударения кумулятивной воронки на оси заряда. В результате образуется тонкая металлическая струя,двигающаяся вдоль оси заряда (рис. 2, б).

Различные части кумулятивной струи летят с разной скоростью, поскольку верхние элементы кумулятивного конуса толщиной Δx_i имеют небольшой радиус и малую массу M_i по сравнению с массой элементов у основания конуса, а масса ВВ, прилегающая к разным элементам воронки t_i , и в основном определяющая его скорость, убывает от вершины к основанию конуса. Распределение скорости частиц вдоль кумулятивной струи показано на рис 3. Головные частицы достигают скорости $u=6-12$ км/с, а хвостовые $u=0,5-1$ км/с.

Из-за градиента скорости струя со временем растягивается и разрывается на несколько десятков частиц, каждая из которых летит как целое тело с постоянной скоростью.

Кумулятивные воронки делают из различных материалов в зависимости от той задачи, которую должен решить кумулятивный заряд. Широко используются тяжелые, пластичные металлы, такие, как медь, которые образуют сплошные струи с большим удлинением (примерно в 10 раз); плотность в струе снижается не более чем на 10% по сравнению с плотностью исходного материала. Разрыв этих струй происходит на относительно больших расстояниях от места их образования.

Кумулятивные струи из таких металлов, как железо или малоуглеродистая сталь, цинк, раньше разрываются, меньше растягиваются и проникают в горную породу на меньшую величину по сравнению с медными струями [1].

Малопластичные, хрупкие металлы (титан, вольфрам и др.) не образуют сплошных струй. В этом случае сразу формируется струя из отдельных частиц

относительно большого диаметра. Такие дискретные струи проникают на меньшую глубину, чем сплошные струи, но, как правило, образуют в преграде отверстие большего диаметра.

Для получения кумулятивной струи широко используются кумулятивные воронки, прессованные из вольфрамового порошка (до 75%) и медного порошка с добавлением связующих добавок. Порошковые струи не разрываются на частицы, как, например, медные струи, но при растяжении их плотность уменьшается. Кумулятивные заряды с такими воронками способны пробить малоуглеродистую стальную плиту толщиной $12d$ (где d - диаметр заряда ВВ).

Существуют и такие материалы (например, биметаллические соединения меди и цинка, пластмассы), которые песта не образуют из-за малой прочности материала, способности к испарению и сгоранию.

Формирование струи зависит от угла раствора кумулятивной воронки. Если этот угол 2α меньше некоторого критического угла $\gamma_{кр}$, то кумулятивная струя не образуется. Образование её происходит только в том случае, если в окрестности точки схлопывания воронки создается дозвуковой режим течения. При сверхзвуковом же течении в этой области ударные волны препятствуют образованию кумулятивной струи. Верхний предел скорости струи, соответствующий $\gamma_{кр}$, близок к удвоенной скорости звука в материале воронки. Но и при дозвуковом режиме течения не всегда создаются необходимые условия для формирования струи, поскольку при небольших углах раствора воронки существенную роль в процессе струеобразования играют пластичность и прочность материала кумулятивной облицовки.

Струя по массе составляет меньшую часть металла облицовки (для медных воронок 10-20%). Большая же часть массы воронки образует пест, который для таких материалов, как Cu, Fe, Al летит как целое компактное тело.

Исследования показывают, что температура кумулятивной струи ниже температуры плавления: для таких материалов, как медь и железо, она равна 600-1000 °С. Нагрев кумулятивной струи зависит от нескольких причин:

1) при взаимодействии детонационной волны с облицовкой в последней возникают ударные волны, затем происходит изоэнтропическая разгрузка, при-

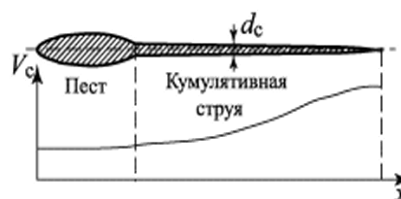


Рис. 3. Распределение скорости частиц вдоль кумулятивной струи

чём облицовка нагревается до 150-200 °С вследствие необратимых потерь на фронте ударной волны;

2) нагрев еще на 400-700 °С достигается за счёт пластического деформирования металла воронки и струи;

3) нагрев от взаимодействия струи с воздухом и от взаимодействия оболочки с продуктами детонации за счет теплопроводности охватывает лишь незначительную поверхностную часть металла.

Скорости кумулятивной струи, наблюдаемые в действительности, составляют порядка 2-12 km/s. Если такая струя встречается с крепким включением в разнородных горных породах, то возникает давле-

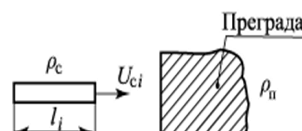


Рис. 4. Кинематическая схема проникновения i -го элемента кумулятивной струи в крепкое включение при дроблении разнородных горных пород

ние торможения, намного превосходящее прочность металла. Таким образом, и в этом случае оказывается возможным применить гидродинамическую модель.

Рассмотрим кинематическую схему проникновения i -го элемента кумулятивной струи в крепкое включение при дроблении разнородных горных пород (рис. 4).

При проникании в крепкое включение со скоростью U_x элемент струи срабатывается, подобно струе воды, проникающей в глину (рис. 5, а). Перейдем к системе координат, в которой точка x покоится (рис. 5, б). Элемент кумулятивной струи проникает на глубину L_i (рис. 5, в):

$$L_i = U_{xi} t_1. \quad (1)$$

Время пробития отверстия равно времени срабатыва-

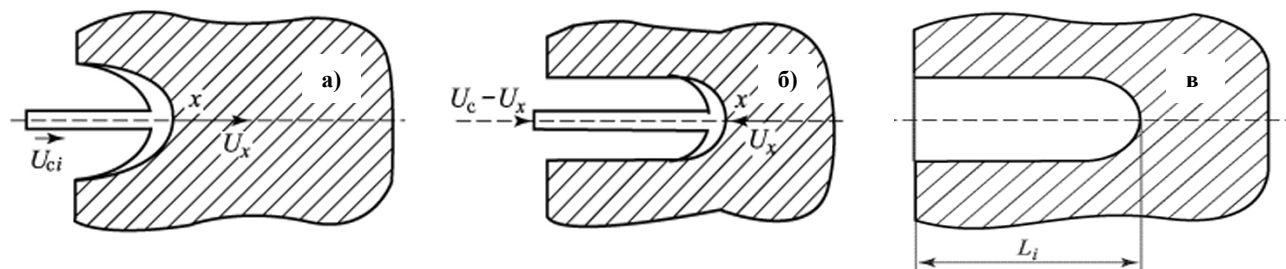


Рис. 5. Струя (а), ее система координат (б) и ее элемент (в) кумулятивного заряда, проникающая в крепкое включение при дроблении разнородных горных пород

ния струи:

$$t_1 = \frac{l_i}{U_{ci} - U_{xi}} = \frac{L_i}{U_{xi}}. \quad (2)$$

Отсюда:

$$L_i = \frac{U_{xi}}{U_{ci} - U_{xi}}. \quad (3)$$

Величина U_x зависит от свойств крепкого включения и струи.

Взрывные работы, проведенные на карьере Ташкура Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов, позволили создать новые методы и способы дробления разнопрочных горных пород [3-5].

Экспериментальными исследованиями [6] установлен механизм формирования кумулятивной струи в разнопрочных горных породах. Скорости кумулятивной струи, наблюдаемые на карьере, составляли 6-8 km/s. При встрече струи с крепкими пропластками возникало давление торможения. Фронт детонационной волны в заряде ВВ начинал распространяться от детонатора. Образующиеся продукты детонации взаимодействовали с облицовкой кумулятивной выемки. При последовательном схлопывании облицовки образовывался пест и кумулятивная струя.

При использовании медных конических облицовок в струю переходило 10-20% массы облицовки, скорость головных участков струи составляла 9-10 km/s, а хвостовых 2-2,5 km/s. Скорость струи от полусферической облицовки приблизительно в два раза уменьшалась, но масса ее в три-четыре раза увеличивалась. При обжати облицовки толщина ее также увеличивалась, а энергия концентрировалась преимущественно в ее внутреннем слое.

Таким образом, установлен механизм образования кумулятивной струи, связанный с течением материала внутренних слоев облицовки и являющийся следствием высокоскоростного соударения ее элементов в момент захлопывания. Установлено, что в течение некоторого времени пест и струя составляли единое целое, однако их движение совершалось с различными скоростями. Пест двигался сравнительно медленно (со скоростью 0,5-1 km/s). Струя обладала весьма большой скоростью поступательного движения, од-

нако скорость эта была различна в различных частях вдоль струи: головная часть струи имела наибольшую скорость, а скорость хвостовой части была близка к скорости песта. В зависимости от формы и природы металла облицовки, свойств ВВ заряда и других факторов скорость головной части струи изменялась в широких пределах.

Различные участки формируемой кумулятивной струи двигались с различными скоростями, при этом скорость вдоль струи существенно возрастала от хвостовых к головным ее элементам. Таким образом, установлено, что наиболее эффективное действие кумулятивной струи при дроблении крепких пропластков в разнопрочных горных породах может быть обеспечено лишь при определенном сочетании физико-механических свойств использования металла облицовки. При этом необходимо иметь в виду, что свойства металла в условиях быстрых деформаций могут значительно отличаться от его свойств, определяемых при обычных скоростях деформаций. Нормальный процесс струеобразования приводит к формированию классической сплошной монолитной высокоградиентной кумулятивной струи, обладающей наибольшей пробивной способностью. Однако могут существовать условия, при которых струя либо вообще не образуется, либо образуется в виде диспергированного потока частиц, или в виде компактного поражающего элемента. В общем случае переход от соударения с образованием сплошной кумулятивной струи к соударению с образованием диспергированной кумулятивной струи имеет место тогда, когда точка соударения движется со сверхзвуковой скоростью. При очень маленьких углах схлопывания струя вообще может не образовываться. При увеличении угла схлопывания вероятность струеобразования повышается, однако условием образования сплошной монолитной кумулятивной струи будет являться обеспечение дозвуковой величины скорости точки контакта.

В результате проведенных исследований разработан способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород, суть которого заключается в следующем. В массиве, помимо бурения основных скважин, согласно паспорту БВР, дополнительно нарезают щели над крепкими пропластками в толще покрывающих вмещающих пород до пропластка, располагают в них кумулятивные заряды ВВ и взрывают. Реализация способа взрывного разрушения разнопрочных горных пород с использованием щелевых зарядов достигается тем, что мощность крепких включений определяют в процессе бурения геолого-разведочных скважин. Щели проходят экскаваторами глубиной, равной глубине заложения крепких включений и шириной, равной ширине рабочего органа выемочной техники. На дне щели устанавливают металлическую облицовку, выполненную в виде угольника с углом 40-50°, толщиной 3-4 mm, своими лучами направленной к поверхности твердого пропластка.

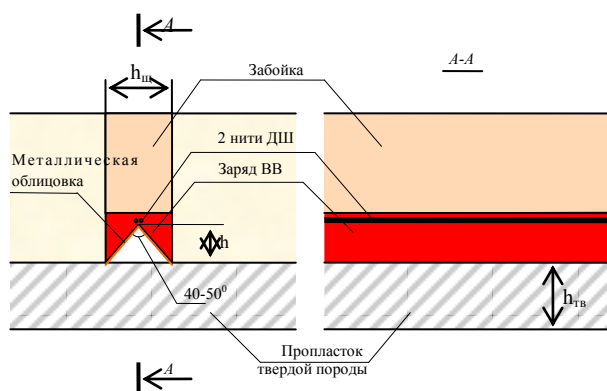


Рис. 6. Способ взрывного разрушения массива разнопрочных горных пород

На поверхности металлической облицовки формируется заряд из промышленного ВВ, масса которого на 1 м щели определяется по формуле:

$$Q = (0,6 \div 1,0) \cdot q \cdot h_{\text{тв}}^3, \text{ kg}, \quad (4)$$

где q - удельный расход ВВ, kg/m^3 ;

$h_{\text{тв}}$ - мощность твердых включений, м.

Тем самым создается кумулятивная выемка, направленная в сторону пропластка твердых пород (рис. 6).

Щель заполняют забойкой из вынутаго грунта массива горных пород, щелевые заряды взрывают. Такая конструкция щелевых зарядов ВВ позволяет произвести равномерное дробление разнопрочных горных пород за счет направленного использования энергии взрыва по крепким включениям, находящихся в верхней части уступа в пластовых сложноструктурных месторождениях и снижает удельный расход ВВ.

Фокусное расстояние кумулятивного заряда ВВ определяют по формуле:

$$l = (6 \div 8) \cdot h_{\text{щ}}, \text{ mm}, \quad (5)$$

где $h_{\text{щ}}$ - ширина щелевого заряда ВВ с кумулятивным эффектом, мм.

Высота кумулятивной облицовки определяется по формуле:

$$h = 0,5 d \text{ctg}(\alpha/2), \quad (6)$$

где α - угол между стенками облицовки, град.

Таким образом, выполненные теоретические и экспериментальные исследования по разработке способа разрушения массива разнопрочных горных пород позволяют внести существенный вклад в решение актуальной научной задачи - эффективного использования энергии взрыва по крепкому пропластку при проведении промышленных взрывов. Путем расположения дополнительных щелевых зарядов ВВ над пропластками можно добиться равномерного их дробления за счет направленного использования энергии взрыва по крепким пропласткам, находящимся в верхней части уступа в зоне неуправляемого дробления.

Список литературы:

1. Физика взрыва / Под ред. Л.П. Орленко. - 3-е изд., исправленное. - В 2 т. - М.: Физматлит, 2004. - 488 с.
2. Орленко Л.П. Физика взрыва и удара. Учебное пособие для вузов. - М.: ФИЗМАТЛИТ, 2006. - 304 с.
3. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Рубцов С.К. Взрывное рыхление разнопрочных горных пород для поточных технологий пластовых месторождений. - Ташкент: Фан, 2006. - С. 126-151.
4. Бибик И.П., Ершов В.П., Кустиков Т.П. Технологические схемы буровзрывных работ в условиях Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2006. - № 4. - С. 36-37.
5. Патент РУз № IAP 03941. Способ разрушения массива разнопрочных горных пород на пластовых месторождениях / Норов Ю.Д., Мислибоев И.Т., Зоиров Ш.Ш. // Зарегистрирован в государственном реестре изобретений Республики Узбекистан 23.04.2009.
6. Норов Ю.Д., Бибик И.П., Зоиров Ш.Ш. Управление энергией взрыва при дроблении крепких включений в массиве горных пород // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2009. - № 4. - С. 31-33.

УДК 662.242:662.215.25

© Норов Ю.Д., Рахманов Р.А., Фурсов А.И., Абдуллаев Ж.Я. 2013 г.

ПРИМЕНЕНИЕ ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ ПРИ ИЗГОТОВЛЕНИИ ЗАРЯДОВ С КУМУЛЯТИВНЫМ ЭФФЕКТОМ ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ НЕГАБАРИТОВ

Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Рахманов Р.А.**, зам. гл. инженера по горным работам рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК; **Фурсов А.И.**, инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; **Абдуллаев Ж.Я.**, магистрант НГПИ

Ushbu maqolada noo'lcham tog'-jinslarini maydalashda ishlatiladigan kumulyativ boshqarishga asoslangan emulsiyalı portlatish moddlaridan tashkil topgan zaryadlarining qo'llanilish imkoniyatlarining nazariy asoslari keltirilgan va zaryadlarning konstruktiv asoslari texnologiyasi ko'rib chiqilgan.

Theoretical analysis of the emulsion explosives applicability in the process of manufacturing the charges with cumulative effect for crushing oversized pieces of rock given in this article. Also has been considered the technology of embodiment of such charges.

Из-за недостаточного учёта свойств взрывае­мого горного массива при расчёте параметров взрывных работ или в случае низкого качества их выполнения во взорванной горной массе образуются крупные куски горной массы (негабариты), которые затрудняют работу выемочно-погрузочных машин и дробильного оборудования. В практике открытых горных работ для вторичного дробления негабарита применяются накладные кумулятивные заряды ЗКП и ЗКН из гексогена или смеси гексоген-тротила, основные параметры которых приведены в работе [1] (табл. 1). Кумулятивный заряд, благодаря направленному действию взрыва, позволяет дробить негабариты в непосредственной близости от механизмов, оборудования и коммуникаций. Такие заряды применяются как на рабочих площадках экскаватора, так и на лотках питателей дробилки.

Помимо кумулятивных зарядов для дробления негабаритов применяются и накладные заряды из насыпного и патронированного взрывчатого вещества (ВВ). Применение для разделки негабарита кумулятивных зарядов в сравнении с зарядами из насыпного или патронированного ВВ позволяет в несколько раз снизить удельный расход ВВ на дробление 1 м³ негабарита: удельный расход ВВ для зарядов ЗКП или ЗКН находится в пределах – 0,4-0,8 кг/м³, а для

насыпных или патронированных ВВ - 2,0-3,0 кг/м³. Это обусловлено большей мощностью и бризантностью ВВ, используемого при изготовлении кумулятивного заряда, а также их конструктивным исполнением, обеспечивающим направленное действие взрыва на кусок негабарита (рис. 1-6). Кроме того, применение кумулятивных зарядов в сравнении с насыпным и патронированным ВВ позволяет уменьшить разлет осколков породы и снизить воздействие воздушной ударной волны. Это повышает безопасность ведения взрывных работ в карьерах, сокращает потери рабочего времени оборудования и уменьшает загрязненность на горизонте вторичного дробления.

Однако при малом расходе ВВ на дробление негабарита применение кумулятивных зарядов из гексогена и тротила зачастую экономически невыгодно. Стоимость тротила достаточно велика и составляет около 700 долл. США за т, а стоимость гексогена обычно в три раза дороже тротила. Поэтому применение кумулятивных зарядов из дорогостоящего и высоко бризантного ВВ для разрушения кусков негабарита при всех их достоинствах относительно невелико.

Всё более широкое применение для взрывания горной массы и для дробления кусков негабарита находят эмульсионные ВВ (ЭВВ), имеющие низкую

стоимость и изготавливаемые, как правило, рядом с карьерами. Таким примером может служить рудник Мурунтау, в котором для взрывного дробления горной массы и кусков негабаритов применяется изготавливаемое на его промплощадке ЭВВ типа Нобелит и Нобелан, основные характеристики которых приведены в табл. 2, 3.

В связи с этим для повышения эффективности производимых работ по дроблению негабарита и снижения затрат на их выполнение становится актуальным вопрос возможности применения ЭВВ для изготовления зарядов с кумулятивным эффектом. Проведём теоретический анализ возможности применения и изготовления таких зарядов.

Таблица 1

Основные параметры накладных кумулятивных зарядов

Тип заряда	Тротиловая шашка	ВВ узла детонации	Общая масса ВВ, g	Основные размеры, mm		Стальная облицовка в кумулятивной выемке	Предельная толщина дробимого куска, m
				диаметр	высота		
ЗКН-КЗ - 180	Литая	Гексоген	180	90	35	Отсутствует	0,55
ЗКН - 260	Литая	Гексоген	260	100	40	Отсутствует	0,75
ЗКН - 500	Литая	Гексоген	500	130	50	Отсутствует	1,0
ЗКН - 1000	Литая	Гексоген	1000	150	75	Отсутствует	1,2
ЗКН - 2000	Литая	Гексоген	2000	190	90	Отсутствует	1,6
ЗКН - 4000	Литая	Гексоген	4000	230	115	Отсутствует	2,0
ЗКН - 200	Прессованная	Гексоген	247	100	41	Имеется	0,8
ЗКН - 400	Прессованная	Гексоген	475	125	57	Имеется	2,0
ЗКП-1000	Литая	Гексоген, тротил прессованный	1229	172	72	Имеется	1,4
ЗКН - 2000	Литая	Гексоген, тротил прессованный	2179	200	82	Имеется	2,2
ЗКП - 4000	Литая	Гексоген, тротил прессованный	4000	251	105	Имеется	2,8

Под кумулятивным эффектом понимается существенное увеличение действия взрыва в определённом направлении, достигаемое специальной формой зарядов ВВ (с выемкой в противоположной от детонатора части заряда). При инициировании взрыва продукты химической реакции образуют сходящийся к оси выемки поток, при этом формируется высокоскоростная кумулятивная струя, скорость которой достигает 10-15 km/s, что обеспечивает ей большую пробивную силу. Струя проникает в преграду на максимальную глубину [2]:

$$h = r_0/r_1 \cdot l, \quad (1)$$

где r_0 и r_1 - плотность металлической облицовки и преграды;

l - длина струи при некотором оптимальном удалении заряда от преграды, называемая фокусным расстоянием.

На рис. 1 приведена схема действия кумулятивного заряда. Когда кумулятивный заряд подбивается, энергия взрыва направляется к центру воронки и стремится вперёд. Наблюдается так называемый феномен Монго - эффект, механизм которого до сих пор до конца не объяснён. Эффект может быть усилен путём установки металлической облицовки на внутреннюю поверхность воронки.

На рис. 2 приведена схема образования кумулятивной струи при взрыве кумулятивного заряда. После взрыва детонатора, находящегося на противоположной по отношению к выемке стороне заряда, возникает детонационная волна, которая перемещается вдоль оси заряда. Волна, распространяясь к боковым образующим конуса облицовки, схлопывается её стенки навстречу друг другу, при этом в результате соударения стенок облицовки давление в её материале резко возрастает. Давление продуктов взрыва, достигающее порядка 10^{10} Pa, значительно превосходит предел текучести металла, поэтому движение металлической облицовки под действием продуктов взрыва подобно течению жидкости. Во время взрыва металлическая облицовка моментально плавится, и жидкий металл смешивается с газами взрыва. Получающаяся в результате этого реактивная струя часто называется «плазменной» струей. Аналогично жидкости, металл облицовки формирует две зоны - большую по массе (порядка 70-90%), медленно двигающую «пест» и мень-

Таблица 2

Основные характеристики патронированных ЭВВ типа Нобелит 216 Z

Диаметр патрона, mm	Вес, g	Длина, cm	Плотность, kg/m ³	Скорость детонации, km/s	Передача детонации, mm
38 ± 0,7	600 ± 10	450 ± 20	1,13 ÷ 1,23	3,2-4,6	30
70 ± 3	2000 ± 33	440 ± 25	1,13 ÷ 1,23	3,5-5,0	70
90 ± 5	3000 ± 50	400 ± 35	1,13 ÷ 1,23	4,0-5,5	100

Таблица 3

Составы и энергетические параметры ЭВВ

Показатели	Тип ЭВВ				
	Нобелит 2000	Нобелит 2030	Нобелан 2060	Нобелан 2070	Нобелан 2090
Теплота взрыва, kJ/kg, kkal/kg	2600 621	2900 693	2807 671	2817 673	2914 698
Плотность заряжения, g/cm ³	1,35	1,35	1,32	1,30	1,20
Скорость детонации, km/s	4,0-5,0	3,5-4,5	3,2-3,6	3,5-4,0	3,5-4,1
Критический диаметр открытого заряда, mm	50	50	60	60	60

шую по массе (порядка 10-30 %), тонкую (порядка толщины облицовки) гиперзвуковую металлическую струю, перемещающуюся вдоль оси симметрии заряда, скорость которой зависит от скорости детонации ВВ и геометрии воронки [3]. При использовании воронок с малыми углами при вершине возможно получить крайне высокие скорости, но при этом возрастают требования к качеству изготовления облицовки, так как повышается вероятность преждевременного разрушения струи. Для наибольшей эффективности кумулятивный заряд должен подрываться на фокусном расстоянии кумулятивной струи от цели. Если подрыв произойдёт слишком близко от цели, то «плазменная» струя ещё не успеет полностью сформироваться и её воздействие снизится. Если же под-

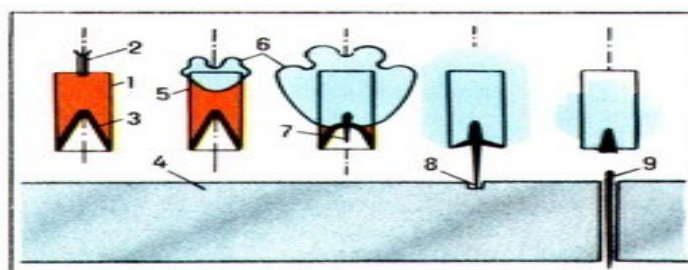


Рис. 1. Схема действия кумулятивного заряда: 1 – заряд ВВ; 2 – капсюль детонатора; 3 – металлическая облицовка; 4 – преграда (негабарит); 5 – инициированное ВВ; 6 – продукты взрыва; 7, 8, 9 – кумулятивная струя

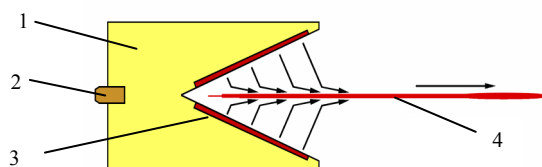


Рис. 2. Схема образования кумулятивной струи: 1 - заряд ВВ; 2 - детонатор; 3 - металлическая облицовка; 4 - кумулятивная струя

рыв произойдёт на слишком большом расстоянии от цели, то к моменту соприкосновения с негабаритом, «плазменная» струя потеряет свою фокусировку, а энергия взрыва потеряет пробивное действие, это связано с неустойчивостью и диспергированием струи.

Рассмотрев теоретические основы кумулятивного эффекта [4] приходим к выводу, что основными параметрами ВВ, оказывающими влияние на получение кумулятивного эффекта являются: бризантность и скорость детонации ВВ. При этом наличие металлической облицовки кумулятивной выемки, торца и наличие металлической оболочки у заряда позволяет усилить действие кумулятивного эффекта. Бризантность и скорость детонации ВВ в значительной степени влияют на процесс формирования кумулятивной струи, а именно, на его фокусное расстояние, поэтому в зависимости от типа ВВ должна выбираться форма кумулятивной выемки. Форма и материал, из которой делается металлическая облицовка кумулятивной выемки, различны. По форме они могут быть конической, цилиндрической, гиперболической, полусферической. По материалу – стальной, железной, медной, алюминиевой, дюралюминиевой (рис. 3).

Чем меньше кривизна кумулирующей поверхности, тем меньшее преломление претерпевают продукты взрыва при истечении через эту поверхность и тем соответственно больше фокусное расстояние. Принципиально можно задаться таким профилем выемки, при котором кумулятивный фокус будет находиться на расстоянии, превосходящем зону непосредствен-

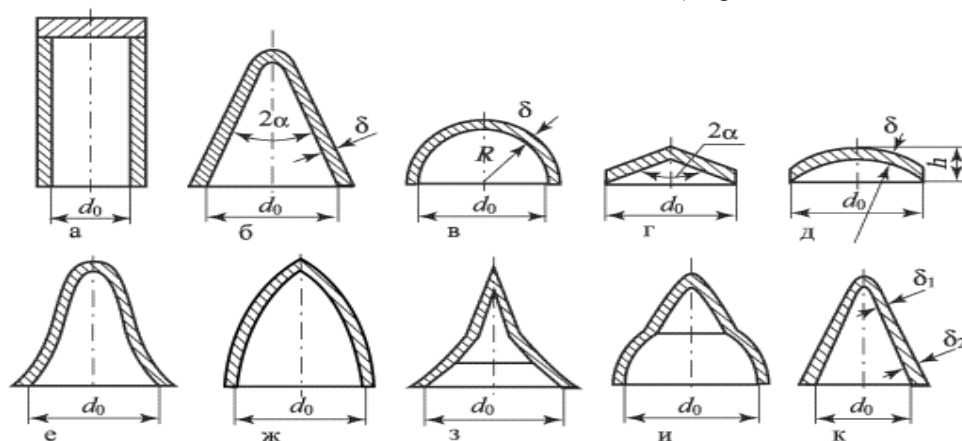


Рис. 3. Формы кумулятивных воронок: а – цилиндрическая; б, к – коническая; в, г, д – сферические; е – рупорная; ж – тюльпанообразная; з, и – комбинированные

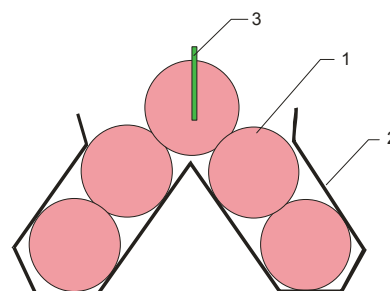


Рис. 4. Конструкция заряда с кумулятивным эффектом из патронированного эмульсионного ВВ: 1 – заряд патронированного ВВ; 2 – проволоочное основание; 3 – детонатор

ного действия продуктов взрыва. В этом частном случае кумулятивный эффект будет главным образом обусловлен сжатием ударных волн. Однако действие подобных кумулятивных зарядов будет существенно уступать действию нормального кумулятивного заряда.

Фокусное расстояние при заданном профиле выемки изменяется в зависимости от скорости детонации заряда ВВ. Разберем это положение на примере заряда с полусферической выемкой. Если детонационная волна подойдет ко всей поверхности полусферы одновременно, то кумулятивный фокус будет находиться немного дальше центра полусферы. Неполное совпадение фокуса с центром полусферы объясняется тем, что при осевой кумуляции элементарные струи по мере своего приближения к оси заряда выпрямляются. Одновременный подход фронта ко всей поверхности выемки, очевидно, возможен только при бесконечно большой скорости детонации.

Отсюда следует, что чем меньше скорость детонации ВВ заряда, тем соответственно больше фокусное расстояние. Это обстоятельство является одной из причин существенного падения кумулятивного эффекта при подрыве кумулятивных зарядов из мало бризантных ВВ. Бризантность Нобелит 216 Z составляет 18 mm (скорость детонации 3,2-5,2 km/s), гексогена – 24 mm (скорость детонации 8,4 km/s), тротила – 16 mm (скорость детонации 7 km/s). Бризантность Нобелит 216 Z выше, чем у тротила, но

гораздо ниже, чем у гексогена. Так как Нобелит 216 Z относится к бризантным ВВ, фокусное расстояние для кумулятивных зарядов из него будет чуть больше радиуса сферической выемки в нем. Для более точного определения фокусного расстояния кумулятивной струи для кумулятивных зарядов из ЭВВ необходимо выполнить дополнительные расчёты и

провести экспериментальные исследования.

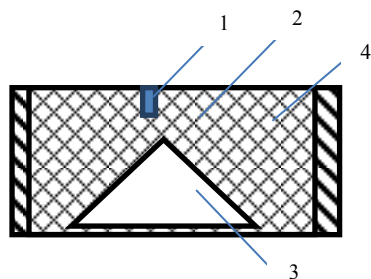


Рис. 5. Конструкция заряда из эмульсионного ВВ с кумулятивным эффектом: 1 – место под установку детонатора; 2 – пакетированное ЭВВ в герметичной оболочке (состоит из нескольких частей); 3 – кумулятивная выемка; 4 – корпус

Рассмотрим варианты конструктивного исполнения зарядов из ЭВВ с кумулятивной выемкой. При разработке конструкции кумулятивных зарядов из ЭВВ авторами предложено два способа их изготовления:

- с взрыванием традиционных патронированных ВВ и применением при этом специальных приспособлений;
- с расширением номенклатуры и типоразмера изготавливаемых патронированных зарядов.

В первом случае идея заключается в применении специальных приспособлений для формирования зарядов с кумулятивной выемкой из патронированных или насыпных (уложенных в мешкотару) ЭВВ. В качестве примера рассмотрим один из вариантов такой схемы. Из металлической проволоки в виде кумулятивной выемки выгибается и изготавливается основание для укладки патронированных зарядов (рис. 4). Количество патронов и их диаметр выбирается исходя из размера куска негабарита, для которого применяется кумулятивный заряд.

Иницирование такого заряда производится детонатором, установленным в один из верхних патронированных зарядов ВВ. Для усиления эффекта действия такой схемы в основании кумулятивной выемки может укладываться металлическая облицовка, изготовленная из листовой стали.

Снаружи для снижения ударно воздушной волны такой заряд может быть прикрыт мешками, наполненными песком или буровым шламом. Аналогичная конструкция заряда может быть изготовлена из насыпного ЭВВ, упакованного в мешкотару. Во втором случае требуется разработка технологии изготовления патронированных или пакетированных ВВ, которые будут применяться при изготовлении кумулятивного заряда.

Необходимо отметить, что при изготовлении ЭВВ обязательно наличие водонепроницаемой оболочки,

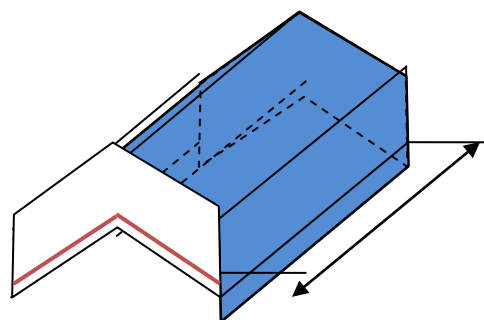


Рис. 6. Удлиненный заряд ЭВВ с кумулятивным эффектом

которая обеспечит герметичность упаковки и не допустит испарения газов и вытекания жидкости из заряда. Это вызвано свойствами ЭВВ, представляющих собой сметанообразное по консистенции вещество, после смешивания компонентов которого происходит выделение газовых пузырьков, насыщающих эмульсию и превращающих её во взрывчатый состав.

Примеры вариантов изготовления кумулятивного заряда из ЭВВ могут быть следующими:

1. Под определённый диаметр кумулятивного заряда из металла или пластика изготавливается корпус с кумулятивной выемкой. В заранее изготовленную форму заряда из водонепроницаемого материала помещается требуемое количество эмульсионного ВВ, после чего производится её герметизация.

2. В ходе заряжания взрываемого негабарита и монтажа взрывной сети в подготовленный корпус с кумулятивной выемкой производится укладка эмульсионного ВВ, при этом заряд ВВ формируется из нескольких отдельных частей в герметичной оболочке. В верхней части такого заряда предусматривается место для ввода детонатора. Схематичная конструкция такого заряда представлена на рис. 5. По той же методике могут быть изготовлены и удлиненные кумулятивные заряды (рис. 6).

Таким образом, на основании проведенного теоретического анализа следует, что для дробления негабаритных кусков горной массы имеются все теоретические предпосылки для практического использования зарядов из ЭВВ с кумулятивным эффектом. Главный недостаток применения ЭВВ в качестве зарядов с кумулятивным эффектом является их низкая по отношению к гексогену скорость детонации. Для разработки и выбора эффективных параметров конструкции заряда с кумулятивным эффектом из ЭВВ требуется выполнить дополнительные расчёт-обоснования и провести экспериментальные исследования.

Список литературы:

1. Баум Ф.А., Станюкович К.П., Шехтер Б.И. Физика взрыва. М.: ФИЗМАТЛИТ, 1959.
2. Слободецкий И. Ш., Асламазов И. Г. Задачи по физике. - Наука, 1980. - 176 с.
3. Горная энциклопедия. — М.: Советская энциклопедия. Под редакцией Е. А. Козловского. 1984-1991.
4. Физика взрыва. /Под ред. Л.П. Орленко. — 3-е изд., исправленное. — В 2 т. — М.: Физматлит, 2004. — 1488 с.

СОВЕРШЕНСТВОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ЭМУЛЬСИОННЫХ ВЗРЫВЧАТЫХ СОСТАВОВ

Шеметов П.А., докт. техн. наук; Бибик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоуправления НГМК, канд. техн. наук

Arzon komponentlar asosida O'zbekiston Respublikasida ishlab chiqarilayotgan emulsion portlatish moddalarini ishlab chiqarish texnologiyalarini takomillashtirish, texnologik sxemalarini modernizatsiyalash emulsion portlovchi moddalarni ishlab chiqarish tan narxini 10% ga kamaytirishga erishildi.

Improving the emulsion explosive composition technology to realization of opportunities to improve their formulations using cheap components produced in the Republic of Uzbekistan, the characteristics of which is correspond to the most destructible rocks, with a reduction in the cost of the emulsion explosives production up to 10%, and the upgrade of hardware design and technological scheme of the plant, increasing the efficiency and safety of the production of emulsion explosives.

В своем докладе 19 января 2013 г. на заседании Кабинета Министров Республики Узбекистан, посвященном итогам социально-экономического развития страны в 2012 г. и важнейшим приоритетным направлениям экономической программы на 2013 г. Президент Республики Узбекистан подробно остановился на программных задачах по выполнению важнейших приоритетов и направлений социально-экономического развития страны на 2013 г. Одной из поставленных задач является ускоренное и сбалансированное развитие промышленного производства, особенно перерабатывающих отраслей.

Одним из факторов решения данной задачи может быть совершенствование технологии производства эмульсионных взрывчатых составов (ЭВС) и на их основе разработка новых эмульсионных взрывчатых веществ (ЭВВ) на прикарьерных комплексах, характеристики которых максимально соответствуют разрушаемому горным породам, с возможностью сокращения затрат на взрывчатые вещества (ВВ) до 10,0% [1-3].

В производстве ЭВВ на заводе ЭВВ, расположенном на прикарьерном комплексе карьера Мурунтау, используются компоненты, формирующие эмульсионную матрицу (эмульсию) и затем смесевое ЭВВ (табл. 1), функциональное назначение которых заключается в следующем. Горячий раствор аммиачной селитры совместно с натриевой селитрой образуют раствор окислителя. Добавка натриевой селитры снижает точку кристаллизации селитры, что требует меньших затрат тепла для поддержания раствора окислителя в рабочем состоянии. Кроме того, натриевая селитра улучшает реакцию взрывчатого разложения. Минеральное масло в смеси с эмульгатором, в качестве которого используется поверхностно активное вещество (ПАВ), образуют масляный раствор. Раствор окислителя в смеси с масляным раствором образуют эмульсионную матрицу (обратную эмульсию). Обратную эмульсию получают в аппарате-

миксере, куда подается горячий раствор окислителя и масляный раствор. Уксусная кислота в количестве 4-5% и едкий натр подаются в раствор окислителя для поддержания pH на уровне, оптимальном для процесса газификации эмульсии. Тиомочевина добавляется в водный раствор газогенерирующих добавок (ГГД) в качестве катализатора реакции газификации эмульсии. В периодическом (порционном) процессе в смесительной ёмкости изготавливается окислительный раствор на базе солей нитратов. В таком же периодическом (порционном) процессе в смесительной ёмкости изготавливается масляный раствор на базе минерального масла и эмульгатора. Оба раствора с регулированием соотношения компонентов смеси перемешиваются в смесителе (миксере) и одновременно эмульгируются. Образуется эмульсия, в которой масло представляет собой непрерывную фазу. Эта эмульсия называется эмульсионной матрицей. Для промежуточного хранения матрицу перекачивают в сборник матрицы. Из этой ёмкости матрица загружается в смесительно - зарядные машины (СЗМ) и перевозится на взрывной блок. Приготовление смесового ЭВВ необходимой рецептуры с последующей зарядкой скважин выполняется СЗМ, в которых происходит смешивание ANFO с эмульсией в любом соотношении. В процессе подачи эмульсии в заряжаемую скважину в нее на СЗМ вводится около 2% ГГД, в качестве которых используется водный раствор нитрита натрия. В скважине между ГГД и эмульсией происходит реакция с образованием газовых пузырьков, насыщающих эмульсию и примерно через 15-20 минут превращающих ее во взрывчатый состав.

Перспективность развития производства ЭВВ определяется тем, что они дают возможность решать практические задачи по созданию новых ВВ путем регулирования энергетических характеристик в соответствии с конкретными горно-геологическими условиями ведения взрывных работ, отвечающих современным требованиям горнодобывающей промышлен-

ности. ЭВВ, имея простейший состав в виде аммиачной селитры (АС) и дизельного топлива (ДТ) типа АС+ДТ, позволили исключить растворение аммиачно-селитренных ВВ в скважинах с проточной водой, где ранее мог применяться только гранулол. При этом эффективность взрыва с использованием ЭВВ за счет высокой плотности заряжания ($1,25-1,3 \text{ g/cm}^3$) остается на уровне гранулола, а стоимость резко снижается. Тем не менее из общих затрат на производство ЭВВ на приобретение сырьевых компонентов и расходных материалов 25% приходится на валютные поставки.

Сокращение этих затрат имеет существенное значение и может быть реализовано на практике за счет совершенствования рецептурного состава и технологии производства ЭВС, первоочередными задачами решения которых являются:

- совершенствование рецептурного состава матричной эмульсии и технологии эмульгирования исходных растворов с целью возможности работы на сырьевых компонентах местных производителей;

- проведение модернизации оборудования завода ЭВВ и СЗМ.

Для совершенствования рецептурного состава матричной эмульсии и технологии эмульгирования исходных растворов с целью возможности работы на сырьевых компонентах местных производителей, содержащих примеси, выполнены исследования по использованию при изготовлении ЭВВ сырьевых компонентов, поставляемых от альтернативных поставщиков. Использование АС в качестве компонента ВВ основано на ее способности выделения кислорода в реакции разложения, протекающей в экзотермическом режиме. Условие протекания такой реакции – высокотемпературный нагрев (свыше 300°C) и ударно-волновое воздействие на АС. В ходе реакции каждый килограмм АС выделяет более 100 г кислорода и в первом приближении её можно рассматривать как низкочувствительное маломощное ВВ с энергией взрыва около 340 ккал /kg. АС, выпускаемая по ГОСТ 2-85 представляет собой капиллярно-пористые гранулы размером около 3 мм. Пористость гранул АС марок А и Б составляет 6-9%. Удерживающая способность селитры по отношению к жидкому нефтепродукту определяется адгезионной способностью системы «аммиачная селитра – дизельное топливо» и удельной поверхностью гранул АС составляющей 2,5-3%. Для повышения поглощающей и удерживающей способностей используют специальную пористую АС. Установлено, что среднее значение удерживающей способности пористой гранулированной АС разных фирм-производителей составило: поставки фирмы

Таблица 1

Компоненты для производства ЭВВ

Компоненты	Химическая формула	Доля в составе эмульсии, %	Вид продажи	Используется
Горячий раствор (82 %) аммиачной селитры	NH_4NO_3	87,8	жидкий	В окислительном растворе
Натриевая селитра	NaNO_3	4,0	твердый	
Уксусная кислота (60 %)	$\text{C}_2\text{H}_4\text{O}_3$	0,4	жидкий	
Тиомочевина	$(\text{H}_2\text{N})_2\text{CS}$	0,25	твердый	
Едкий натр	NaOH	0,15	твердый	
Масло минеральное	Mineral Oil	5,9	жидкий	В масляном растворе
Эмульгатор DN серии 2000	ПАВ	1,2	жидкий	
Нитрит натрия	NaNO_2	0,3	твердый	В ГГД
Аммиачная селитра гранулированная	NH_4NO_3	94% в составе смеси АС+ДТ	твердый	Для формирования смеси АС+ДТ
Дизельное топливо	-	6% в составе смеси АС+ДТ	жидкий	

«Norsk Hydro» Швеция - 99,7%; производства ОАО «Азот» г. Березники - 98,3%; производства АО «Акрон» г. Новгород - 97,3% и гранулированной АС общетехнического назначения производства ОАО «Навоiazот» г. Навои (Узбекистан) - 86,0%. Экспериментальные исследования показали, что взрывчатые и детонационные характеристики составов типа ANFO, изготавливаемых на местах ведения взрывных работ, с одинаковым содержанием дизельного топлива, приготовляемых на основе пористой АС, имеют более высокие характеристики, чем приготовленные на основе АС общетехнического назначения производства ОАО «Навоiazот» г. Навои. Основываясь на результатах, полученных в процессе опытно-промышленных работ по определению удерживающей способности АС, стоимости представленного сырья и опытно-промышленных полигонных испытаний на восприимчивость ЭВВ к детонационному импульсу предложено: для изготовления ЭВВ типа Нобелан-2080, расфасованного в мешкотару, использовать АС производства ОАО «Азот» г. Березники (Россия); для выпуска ЭВВ типа Нобелан и Нобелит, изготавливаемых в процессе заряжания в СЗМ, использовать гранулированную АС производства ОАО «Навоiazот». В результате проведенных исследований и опытно-промышленных работ технология, применяемая на заводе по производству ЭВВ, адаптирована под АС общетехнического назначения, производимую ОАО «Навоiazот».

Имеется реальная возможность замены сырьевых компонентов более доступными и дешевыми компонентами в составе игданита, матрицы и патронированных ЭВВ. В частности, при производстве игданита дизельное топливо может быть полностью или частично заменено отработанным машинным маслом, количество которого оценивается в 400-500 т/год. Реализация этого предложения требует проведения опытно-промышленных работ, оформления нормативно-технической документации, организации сбора, очистки и разработки ТУ на отработанное масло для использования его в составе игданита, определения порядка сбора, очистки, хранения и использования такого масла. Применение масла в составе игданита уменьшит расходы на взрывные работы на 300÷400 млн. сум/год.

Произвести равноценную по технологическим параметрам замену основных компонентов в составе ЭВВ, главными из которых является комплекс «эмульгатор + минеральное масло», а также пористая и натриевая селитра при производстве патронированных ЭВВ, можно только с привлечением организаций, специализирующихся на разработке и применении взрывчатых составов.

В результате возможно получение ЭВВ, изготавливаемых по усовершенствованной рецептуре с аналогичными энергетическими характеристиками и более низкой (15÷20%) стоимостью. Одним из вариантов снижения стоимости ЭВВ может быть поставка комплекса «эмульгатор + минеральное масло» (масляный раствор), готового к употреблению. После проведения испытаний ЭВВ, изготовленных по усовершенствованной рецептуре, полученные результаты можно использовать в качестве технологической основы модернизации завода.

Проведенные изыскательские работы по возможной замене сырьевых компонентов позволили перейти от поставок натриевой селитры с дальнего зарубежья на поставки от производителя ближнего зарубежья. Проведена работа по подбору парафина более дешевого и отвечающего параметрам технологического процесса. В результате исследований и опытно-промышленных работ по использованию сырьевых компонентов и расходных материалов, поставляемых от разных поставщиков, отработаны технологические параметры и рецептура состава эмульсионной матрицы, что позволило снизить долю импортных сырьевых компонентов с 5,2% до 4,5÷4,0%. В части приоритетов по дальнейшей работе по совершенствованию рецептурного состава производства завода ЭВВ возможны ЭВС, в которых применена кальциевая селитра, увеличивающая энергетику взрыва; в раствор окислителей введен карбамид - ингибитор взаимодействия ЭВС и сульфидных пород, при отсутствии сульфидов его можно заменить селитрой аммиачной. Возможно исключение применения воска, парафина, уксусной кислоты, нитрита натрия (по степени воздействия на человеческий организм относится к 1-му классу опасности - чрезвычайно опасное вещество), раствора натриевого щелока, тиомочевины, шведской пористой селитры с их заменой петролатумом, микросферами или вспененным полистиролом.

Рассматривая имеющиеся возможности, необходимо отметить, что использование карбамида в рецептурах ЭВВ достаточно распространено и имеет хорошие результаты их работоспособности. Раствор аммиачной селитры имеет температуру кристаллизации 160°C. Для снижения температуры кристаллизации в раствор окислителя добавляют натриевую селитру (более ощутимое снижение температуры даёт применение азотной кислоты, но этот вариант не рассматривается из-за её сильной агрессивности). В табл. 2 указаны физико-химические характеристики натриевой селитры марок А и Б., понижающих температуру кристаллизации.

Учитывая, что доля NaNO_3 в эмульсии составляет 4,0÷0,5%, имеющиеся различия физико-химических показателей не существенны, то есть возможно использование селитры обеих марок на усмотрение производителя ЭВВ. По экспериментальным данным более значительное снижение температуры кристаллизации достигается при использовании в окислительном растворе смеси аммиачной и кальциевой селитры.

С целью проведения дальнейшей работы по усовершенствованию рецептурного состава производства завода ЭВВ для удешевления стоимости сырьевой составляющей и расширения номенклатурного ряда, учитывая результаты проведения исследований по стабильности эмульсионной матрицы и анализа рецептур, применяемых ведущими мировыми производителями, выявлены следующие приоритеты:

Таблица 2

**Физико-химические характеристики
натриевой селитры марок А и Б**

Наименование показателя	Марка А	Марка Б
1. Внешний вид	Белые прозрачные кристаллы с сероватым или желтоватым оттенком	
2. Массовая доля %:		
азотнокислого натрия в пересчёте на сухое вещество, не менее	99,8	99,5
воды, не более	0,5	0,5
не растворимых в воде веществ, не более	0,03	0,03
хлористых солей в пересчёте на NaCl , не более	0,15	0,3
окисляемых веществ в пересчёте на NaNO_2 , не более	0,01	0,2
железа в пересчёте на Fe_2O_3 , не более	0,001	-
хрома в пересчёте на Cr_2O_3 , не более	0,0001	-
3. Гарантийный срок хранения	Не ограничен	

1. Рецептный путь весьма ограничен и может заключаться в удалении из растворов окислителей технологических добавок – тиомочевина, уксусной кислоты и гидроксида натрия. Это возможно потому, что в применяемых для зарядки скважин СЗМ типа RePump имеется двухконтурная система газификации, включающая введение нитрита натрия и уксусной кислоты, в СЗМ типа Heavy ANFO сенсibilизация ЭВВ не проводится.

2. Основным путем оптимизации является поиск более дешёвых источников сырья – замена компонентов: смеси эмульгатор-масло (масляная фракция); парафина (микро-макроросков) Sasol Wax на более дешёвые аналоги парафинов, парафиново-церезиновых смесей или петролатума; натриевой селитры марки А на натриевую селитру марки Б различных производителей, а также при замене её кальциевой с целью увеличения энергетических характеристик ЭВС.

3. Для ЭВС, применяемых в сульфидных рудах, ввести в раствор окислителя ингибитор реакции – карбамид в количестве 1,5-2,0%.

4. В патронированных ЭВС малого диаметра (36-38 mm) можно снизить массовую долю используемой не аммиачной селитры до 6-8%, в составах крупного диаметра (70-90 mm) возможен переход на моноокислительный раствор на основе аммиачной селитры.

5. Переход на физические методы сенсibilизации потребует установки дополнительного оборудования: место приёма, складирования, оборудование для дозировки. Смесителем может быть имеющийся миксер.

6. Сенсibilизация микросферами при любых вариантах не может быть дешевле химического газонасыщения. Единственным и технически важным преимуществом микросфер является высокая воспроизводимость взрывчатых характеристик ЭВС, которые не зависят ни от режима смещения, ни от наличия кислоты и нитрита натрия, их концентрации, времени выдержки; практически не понадобится охлаждение патронов после наполнения и исключение парафинов, играющих в данном случае роль стабилизатора твердости патронированного изделия, что актуально только для применяемых в шпурах патронов малых диаметров; понизится процент брака, поскольку внутреннее давление в них отсутствует. При необходимости ЭВС с микросферами можно применять в двойных по высоте взрывных уступах.

Предлагаемые ЭВС могут применяться, в т. ч. и на сульфидных рудах, и предполагают использование как химических, так и физических способов сенсibilизации. По экономической оценке ЭВВ, изготавливаемые по усовершенствованной рецептуре, имеют стоимость на 5,0% ниже при аналогичных энергетических характеристиках. В виду доступности ингредиентов упрощается логистика доставки и снижается стоимость транспортировки. Стоимость 1 t матрицы по сырьевым компонентам снижается на 130 долл. США для машинной зарядки и на 78-96 долл. США для патронированных ЭВВ.

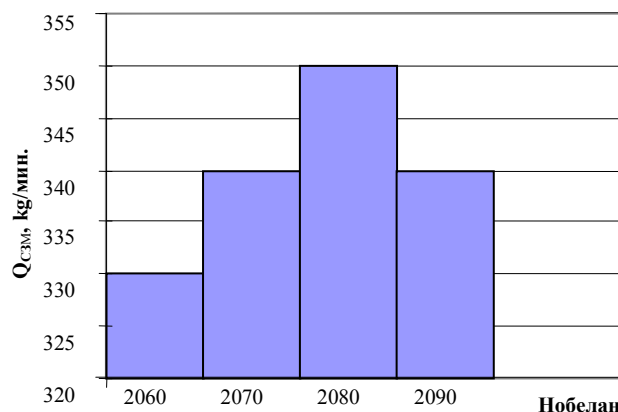


Рис. 1. Производительность СЗМ при зарядке скважин разными ЭВВ типа Нобелан

Для решения создания технологии высокоточного дозирования компонентов, эмульсии и готовой продукции, обеспечивающих соблюдение нормированных показателей по технологическим операциям, выполнен анализ производительности смесительно-зарядных машин СЗМ типа Heavy ANFO с разными составами типа Нобелан. Так как производительность шнекового транспортера СЗМ зависит от плотности заряжаемого ВВ, то при изготовлении составов типа Нобелан с большим количеством эмульсионной матрицы увеличивается его плотность.

Для снижения нагрузки на привод шнека, автоматизированная система управления СЗМ снижает количество оборотов шнека, в результате чего снижается производительность при изготовлении ЭВВ с большим процентом эмульсионной матрицы. Установлено, что наибольшая производительность достигается при изготовлении и зарядке скважин составами типа Нобелан 2080 и составляет 350 kg/мин. (рис. 1).

Интенсивная эксплуатация завода ЭВВ и СЗМ требует проведения модернизации и реконструкции узлов (приема жидкой аммиачной селитры; охлаждения патронов; приготовления масляного раствора и т.п.). С этой целью определены оптимальные параметры и режимы работы технологического оборудования, выполнена модернизация модуля загрузки СЗМ, приготовления пакетированных ВВ и линии приготовления патронов, что позволило повысить эффективность и безопасность производства ЭВВ.

Для доставки селитры из заглубленного приемного бункера в накопительные емкости приспособлен наклонный конвейер вместо пневмопровода, что исключило частичное разрушение гранул АС (до 35%) и ее спекаемость. Выполнена модернизация модуля для производства пакетированного в мешкотару ЭВВ типа Нобелан-2080, позволившая повысить производительность при производстве и расфасовке пакетированного ЭВВ в 3 раза (до 750 kg/час.), а также оптимизировать работу СЗМ и модуля. Модернизация горизонтального конвейера и упаковочных столов позволила повысить пропускную способность линии производства патронированных ЭВВ в 2 раза и полностью задействовать возможности машины патронирования.

Таким образом, совершенствование технологии производства ЭВС способствует реализации возможностей по совершенствованию их рецептурного состава с использованием дешевых компонентов, производимых в Республике Узбекистан, характеристики которых максимально соот-

ветствуют разрушаемым горным породам, со снижением стоимости производства ЭВВ до 10% и проведением модернизации аппаратного оформления технологической схемы завода, повышением эффективности и безопасности производства ЭВВ.

Список литературы:

1. Шеметов П.А. Повышение эффективности использования георесурсного потенциала при разработке месторождений. Ташкент, «ФАН». 2005, 122 с.
2. Кутузов Б.Н. Перспективы совершенствования ассортимента промышленных ВВ для карьеров. Горный журнал № 9-10, 1996, 39-43 с.
3. Бибиб И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. Ташкент, Фан, 2008 г., 399 с.

УДК 622.271

© Шеметов П.А., Заиров Ш.Ш., Лунин С.В. 2013 г.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ ЦИКЛИЧНО-ПОТОЧНОЙ ТЕХНОЛОГИИ В КАРЬЕРЕ МУРУНТАУ

Шеметов П.А., докт. техн. наук; **Заиров Ш.Ш.**, доцент кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук; **Лунин С.В.**, главный инженер карьера Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Navoiy kon metallurgiya kombinati «Muruntau» kareri sharoitida yuqori ishlab chiqarishga ega bo'lgan SPT va kon transport sxemalarini modernizatsiyalash asosida kombinatsiyalangan transport sxemasi asoslandi va uning iqtisodiy samaradorligi aniqlandi.

In this paper, intensification of the high capacity cyclical-and-continuous method in the NMMC's deep pit Muruntau on the basis of further rationalization of shovel and truck method are presented. Economical efficiency of the intermodal transport by increasing the depth of the pit has been shown.

Основной и наиболее сложной проблемой развития крупного карьера Мурунтау Навоийского ГМК в глубину стало увеличение расстояния перевозки и высоты подъема горной массы технологическим автотранспортом, значение которых уже в 1980 г. приблизилось к предельному для карьерных самосвалов. Известно, что при увеличении глубины карьера на 100 м затраты на транспортирование автосамосвалами возрастают примерно в 1,5 раза, а конвейерами на 5...6%. Так, при увеличении глубины карьера Мурунтау от 100 до 400 м производительность автосамосвалов грузоподъемностью 40 и 110 т снизилась соответственно в 2,0 и 2,9 раз [1]. В связи этим в составе III очереди развития карьера Мурунтау было предусмотрено и в октябре 1984 г. уже реализовано создание нового проекта комплекса циклично-поточной технологии ЦПТ-порода (для разработки и транспортирования скальных вскрышных пород по схеме «экскаватор-самосвалы-дробильный комплекс-конвейер»).

Рассмотрим этапы интенсификации и расширения области применения высокопроизводительной ЦПТ

на карьере Мурунтау:

- запуск в работу комплекса ЦПТ-порода в составе трех стационарных дробильно-перегрузочных пунктов (ДПП), одного грохота, двух отвалообразователей ОШС-4000/125 и двух конвейерных линий (КЛ) производительностью 7000 т/ч (1984 г.) позволил сократить расстояние транспортирования горной массы автотранспортом на 30-40%, снизить высоту подъема горной массы на 50-70% и увеличить производственные мощности карьера по горной массе на 30% [1];

- для оптимизации рудопотока и увеличения доли поточного звена в грузообороте карьера предложено в рамках календарного плана горных работ 2005 г. выполнить модернизацию комплекса ЦПТ-порода путем перевода КЛ-1 с транспортирования 2-х сортов горной массы на транспортирование товарной руды из карьера [1-4];

- ввод в эксплуатацию в составе действующего комплекса ЦПТ-порода модульного крутонаклонного конвейера (КНК), с высотой подъема горной массы

30 м, производительностью 3460 т/ч (2007 г.), позволил сократить расстояние откатки руды автотранспортом на 480 м, высоты подъема на 60 м.

В результате чего был приобретен опыт работы и отработана технология транспортирования руды на КНК [2];

- ввод в эксплуатацию в составе комплекса ЦПТ-порода выносного конвейера с ДПП на базе шнеко-зубчатой дробилки (2009 г.) позволил организовать транспортировку на ППК руды из карьера Мютенбай и внешних складов, накопленных на борту карьера Мурунтау. При этом применение в транспортной схеме карьера конвейеров с ДПП, размещенных в зонах интенсивного ведения горных работ обеспечило минимальные расстояния транспортирования горнорудной массы автосамосвалами [3];

- ввод в эксплуатацию комплекса ЦПТ-руда с КНК с высотой подъема горной массы 270 м (2011 г.) позволил поддержать заданную производительность карьера по руде при увеличении глубины отработки карьера до 1000 м. Капитальные вложения при строительстве комплекса ЦПТ-руда с КНК составили в эквиваленте 74,1 млн. долл. США. Укрупненная оценка развития ЦПТ в транспортной схеме глубокого карьера Мурунтау с применением крутонаклонных конвейеров показывает, что объемы инвестиций на внедрение КНК ниже на 1,5 млн. долл. США, а на эксплуатационные расходы на 2,7 млн. долл. США в год, чем на развитие автомобильного технологического транспорта. Внедрение схемы с комплексом ЦПТ-руда с КНК при менее низких капитальных вложениях имеет также более низкие текущие затраты на эксплуатацию, связанные со сниженной потребностью в самосвалах, водителях и обслуживающем персонале. Сдача в эксплуатацию комплекса ЦПТ-руда с КНК позволила выполнить демонтаж трех ДПП комплекса ЦПТ и приступить к разному южного борта карьера [2-4];

- ввод в эксплуатацию на поверхности карьера второго комплекса ЦПТ-руда, состоящего из системы модульных конвейеров с дробилкой на самоходном шасси «Локотрак» (1995 г.), позволил организовать транспортировку забалансовых и бедных руд с внешних складов карьера Мурунтау, накопленных на его борту на участок кучного выщелачивания [3].

Таким образом, интенсификация и расширение области применения высокопроизводительной ЦПТ на карьере Мурунтау достигается рациональным сочетанием оборудования, обеспечивающим минимум энергозатрат и максимум производительности по всему технологическому потоку. Последующая интенсификация технологических процессов ЦПТ в карьере Мурунтау достигается за счет:

- организации параллельной выдачи из экскаваторных забоев карьера на ДПП комплекса ЦПТ-руда с КНК руды и вскрышных пород по дополнительной конвейерной эстакаде;

- изменения направления потока вскрышных пород через слабонаклонный конвейер с карьера Мю-

тенбай на КЛ комплекса ЦПТ-порода;

- изменения схемы положения конвейеров комплекса ЦПТ-порода для заполнения породой и повторного использования освобожденного пространства забалансовой руды Зоны 3.

Новым этапом интенсификации технологических процессов ЦПТ стала разработка и реализация горно-транспортной схемы, предусматривающей использование автомобильно-конвейерного транспорта для доставки товарной руды. В соответствии с данной схемой на восточном борту карьера Мурунтау организован новый рудный перегрузочный пункт карьера (ППК-3), являющийся составной частью комплекса ЦПТ-руда с КНК, по которому транспортируется балансовая руда из карьера в объеме до 14 млн. т в год. В состав перегрузочного складского комплекса входят: конвейер складской КС-3500; погрузчик штабелеукладчик скальный ПШС-3500; штабели оперативного (конвейерного) и автомобильного складов; экскаваторы ЭКГ-10. Совместная емкость оперативного и автомобильного склада обеспечивает 5,6 суточных запасов отгрузки руды. Поток руды, выданный через КНК на гор.+555 м с карьера, перегружается на конвейер склада. Далее по автостелле руда поступает на конвейер ПШС-3500, который перемещается вдоль складского конвейера КС-3500 и обеспечивает непрерывную погрузку руды в думпкары или укладку руды в штабель склада. Прямоточная погрузка в думпкары обеспечивает производительность до 50,6 тыс. т руды/д. При сбоях в поступлении думпкаров поток руды направляется в штабель автомобильного буферного склада, с которого отгружается экскаваторами в думпкары. Комбинированная схема позволяет сочетать высокую готовность перегрузочно-складского комплекса к приему руды от КНК и отгрузки её на перерабатывающий гидрометаллургический завод.

Определены пути дальнейшего рационального развития внутрикарьерных транспортных коммуникаций, позволяющие перемещать горную массу кратчайшим путем, связанные с реконструкцией глубокого карьера Мурунтау на основе традиционных ленточных конвейеров и крутонаклонного конвейера.

В настоящий момент по реконструкции карьера Мурунтау предусматривается расчленивание запасов южного борта карьера под существующим комплексом ЦПТ-порода и расширение карьера в юго-восточном направлении и слияние его с участком открытых горных работ карьера Мютенбай. Месторождение Мютенбай вскрывается двумя полутраншеями, расположенными в восточной части карьера на отметке +480 м и в западной части на отметке +490 м, и далее тупиковыми съездами на его северном и восточном бортах. В рассматриваемой схеме вскрытия карьеры Мютенбай и Мурунтау по проекту соединяются на отметке +375 м, ниже которой они имеют самостоятельное вскрытие. В соответствии с проектом, с целью отработки рудного тела на южном



Рис. 1. Дополнительная рекомендуемая конвейерная эстакада для транспортирования породы через комплекс ЦПТ-руда с КНК

бортю карьера, законсервированного действующим комплексом ЦПТ-порода традиционной конструкции, произведены работы по демонтажу выбывших из эксплуатации фундаментов ДПП, выполнен перемонтаж конвейера традиционной конструкции (13,5⁰) и ДПП на гор.+405 m...+420 m и строительства ДПП в 2012 г. для выдачи породы по существующему комплексу ЦПТ в отвал посредством отвалообразователя, что позволило увеличить площадь рабочего пространства карьера для добычи руды.

Основной объем руды отгружается на ППК-2 с внешнего склада через КЛ-3 (35% от плановой переработки руды).

Работа существующего ППК-2 предусматривается до четвертого квартала 2013 г., после чего он ликвидируется. За это время необходимо выполнить отгрузку руды с юго-восточных внешних складов через комплекс ЦПТ, разместить оборудование по отгрузке насыпей складов ППК-2 и выполнить горные работы по вскрытию руды в центральной части месторождения Мютенбай.

Для дальнейшего повышения производительности комплекса ЦПТ-руда с КНК специалистами НГМК предложены технические решения, направленные на увеличение эксплуатационной производительности комплекса и использование КНК для транспортирования породы (рис.1, 2).

С этой целью организована параллельная выдача из экскаваторных забоев карьера на ДПП комплекса ЦПТ-руда с КНК вскрышных пород и руды. Для этого на северном краю рабочей площадки была выполнена конвейерная эстакада для приема породы с ПШС-3500. Дополнительная рекомендуемая конвейерная эстакада для транспортирования породы через

комплекс ЦПТ-руда с КНК позволяет организовать выдачу из экскаваторных забоев карьера на ДПП вскрышных пород во время отсутствия руды в забоях рудных экскаваторов (рис. 1).

В перспективе после ликвидации ППК-2 планируется дополнить конвейерную эстакаду отвалообразователем ОШС-4000/125.

Параллельная отгрузка руды в думпкары и вскрышных пород в отвалы повышает гибкость системы комплекса ЦПТ-руда и в целом увеличивает производительность комплекса. Максимальная производительность линии устанавливалась: по токовым нагрузкам на двигателях комплекса; весам, установленным на ПШС; по количеству самосвалов, разгружающихся за 1 h в ДПП. Во всех случаях получены одинаковые значения (25-30% от максимальной производительности

КНК). Таким образом, после проведенной технической модернизации производительность породной линии составляет в среднем 600 м³/h (при технической производительности КНК - 2000 м³/h). Это позволяет обеспечивать прием 10-12 самосвалов в час на ДПП в чаше карьера (при максимальной нагрузке на КНК - 30-35 самосвалов в h).

В настоящее время транспортная цепочка комплексов ЦПТ-руда и ЦПТ-порода с совмещенным рудным и породным грузопотоком представляет собой единую схему доставки руды и породы из карьера Мурунтау на поверхность.

Дополнительным звеном является выносной слабонаклонный конвейер с ДПП на базе шнеко-зубчатой дробилки, расположенный на борту карьера Мютенбай, предназначенный для транспортировки на ППК-2 руды из карьера Мютенбай и внешних складов.

По мере ликвидации ППК-2 в IV квартале 2013 г. и начале отгрузки руды через комплекс-ЦПТ-руда с КНК надобность в выносном слабонаклонном конвейере отпадает. Специалистами предложено не делать демонтаж КЛ с ДПП, а изменить направление выносного слабонаклонного конвейера с ДПП на базе шнеко-зубчатой дробилки и направить поток вскрышных пород с карьера Мютенбай на КЛ комплекса ЦПТ-порода для дальнейшего транспортирования горной массы в конвейерные отвалы, что значительно увеличивает её адаптационную способность к изменяющимся условиям разработки (рис. 2).

Специалистами НГМК рассмотрена и рекомендована схема изменения положения конвейерного комплекса ЦПТ для заполнения породой освобожденного пространства забалансовой руды Зоны 3 для повтор-

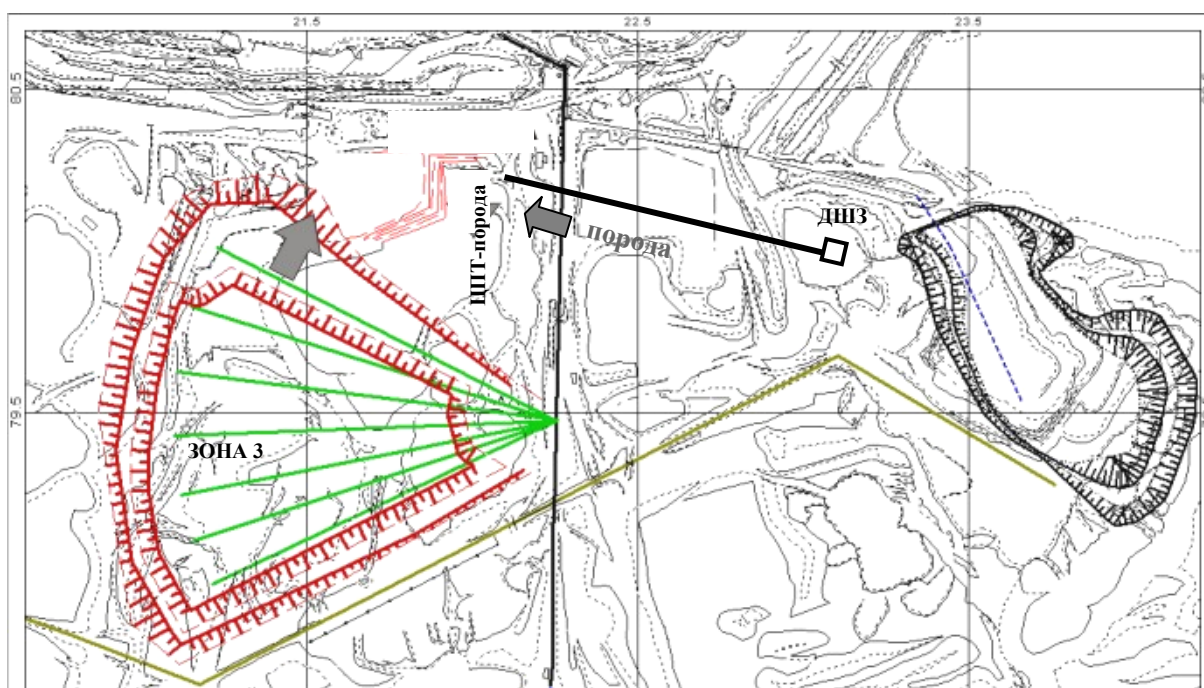


Рис. 2. Рекомендуемая схема изменения положения конвейеров комплекса ЦПТ для заполнения породой освобожденного пространства Зоны 3 и изменения потока горной массы по выносному слабонаклонному конвейеру на базе шнеко-зубчатой дробилки

ного использования. Для этого потребовалось перемонтировать отдельный отвальный конвейер существующего комплекса ЦПТ (рис. 2), сократив расстояние транспортирования. При этом энергетические затраты на выполнение полезной работы определяются в физических единицах, поскольку такие расчеты характеризуются простотой расчетных формул и хорошей сходимостью относительных значений (в %) с их определением в натуральных единицах [5]. Для этого воспользуемся формулой:

$$e_{к.тр} = \left(\frac{V_{cp}^2}{2g} + \omega_0 L_{тр.к} + H_{п.к} \right) k, J / m^3,$$

где V_{cp} - средняя скорость движения конвейерной ленты;

$V_{cp} = 3$ м/с;

g - ускорение свободного падения, м/с²;

ω_0 - основное сопротивление движению конвейерной ленты, $\omega_0 = 0,03$;

$L_{тр.к}$ - длина транспортирования конвейерами, м;

$H_{п.к}$ - высота подъема горной массы конвейером, м;

k - коэффициент пропорциональности, $k = 0,385$ Н/м³.

Фактические затраты энергии в натуральных единицах составляют 3,6 кВт·ч/м³, тогда относительная энергетическая эффективность достигнет 1,3 кВт·ч/м³. Поэтому при производительности конвейерной линии 6,5 млн. м³/год общая экономия электроэнергии от заполнения отвалами пространства Зоны 3 превысит 8,4 млн.

кВт·ч/год.

С начала эксплуатации на 01.01.2013 г. через комплекс ЦПТ-руда с КНК в карьере Мурунтау отгружено около 16,5 млн. т горной массы. Максимальная достигнутая производительность 1 млн. 190,8 тыс. т/мес. КНК с 2014 г. возьмет на себя перемещение на борт карьера до 45% товарной руды для перегруза её в железнодорожные думпкары с целью дальнейшего транспортирования на гидрометаллургический завод для переработки.

Выполненными расчетами по определению рационального соотношения объемов грузопотоков между автомобильным и комбинированным транспортом для рассматриваемых горно-технических условий карьера Мурунтау установлено, что максимальный экономический эффект достигается, если доля грузоперевозок автотранспортом составляет 30-40%, соответственно комбинированным (автомобильно-конвейерным с КНК) 60-70%. При этом удельная эффективность применения комплекса ЦПТ-руда с КНК с размещением ДПП на гор.+375 м приблизительно равна 0,193 долл. США на т. Следовательно, при производительности комплекса ЦПТ-руда с КНК 14,0–16,0 млн. т общая годовая эффективность составляет 2,7–3,1 млн. долл. США.

Коэффициент готовности КНК составил 0,71 на период ввода в эксплуатацию и 0,803 после завершения опытной эксплуатации. В перспективе имеется возможность дальнейшего поэтапного ввода комплекса КНК в нижней зоне карьера еще на 180 м, при установке КНК-180, что значительно увеличит ее адаптационную способность к изменяющимся условиям раз-

работки.

Таким образом, интенсификация технологических процессов ЦПТ в карьере Мурунтау достигается:

- за счет организации параллельной выдачи из экскаваторных забоев карьера на ДПП комплекса ЦПТ-руда с КНК руды и вскрышных пород по дополнительной конвейерной эстака-

де;

- изменения направления потока вскрышных пород с карьера Мютенбай на КЛ комплекса ЦПТ-порода через КЛ слабонаклонного конвейера;

- изменения схемы положения конвейеров комплекса ЦПТ-порода для заполнения породой и повторного использования освобожденного пространства забалансовой руды

Список литературы:

1. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Шеметов П.А. Циклично-поточная технология в глубоких карьерах. Ташкент. «ФАН». 2004. 337 с.
2. Шеметов П.А., Мальгин О.Н. Транспортирование горной массы межступенным крутонаклонным перегружателем // Горный Журнал.- 2007. № 5. с. 46-47.
3. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Карьер Мурунтау на пути к рекордной глубине: основные этапы развития и модернизации горных работ // Горный Журнал.- 2009 № 11. с. 98-102.
4. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Развитие циклично-поточной технологии на основе крутонаклонных конвейеров в глубоких карьерах // Горный Журнал.- 2011. № 85. с. 34-37
5. Демин А.М. Закономерности проявлений деформаций откосов в карьерах. М.

УДК 622.775:551.464.679.1

© Малухин Н.Г., Маркелов С.В., Баймурзаев Х.Р., Аликулов Ш.Ш. 2013 г.

КИНЕТИКА ФОРМИРОВАНИЯ РАСТВОРОВ ПРИ ВЫЩЕЛАЧИВАНИИ УРАНА ИЗ КАРБОНАТ-СУЛЬФИДОСОДЕРЖАЩИХ РУД

Малухин Н.Г., зав. кафедрой «Геотехнология руд» РГГУ, докт. техн. наук; **Маркелов С.В.**, профессор кафедры «Геотехнология руд» РГГУ, докт. техн. наук; **Баймурзаев Х.Р.**, аспирант кафедры «Геотехнология руд» РГГУ; **Аликулов Ш.Ш.**, старший преподаватель кафедры «Техника и технология добычи, переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ

Uranni yer osti ishorlab olishda tadqiqotlarga kura laboratoriya natijalari shuni ta'kidlaidiki: ishorlanish jarayonida ruy beyradigan omillar, boyitilgan mahsulotni urtacha konceytratsiyasi, rastvorni diffuziya va konveyktiv holatiga utishi kuzatish mumkin.

Bu kursatkichlarni bilish va parametrlarni urganib chikish konni foydalanish uchun asosiy muhim ahamiyatga ega va geyotehnologik usulda qazib olishning oldinga yetaklovchi omilidir.

According to the results of laboratory tests in-situ leaching of rocky uranium ores are dependence of the extraction of uranium depends from: density of irrigation reagent concentrations in the workplace and pumped slurry, as well as the ratio of the diffusion zones and convective transport slurry.

Knowledge of the quantitative characteristics of these parameters allows to predict and shape geotechnological mode working on the newly commissioned sites deposits.

При выщелачивании металла как из массива плохопроницаемых глинистых, так и требующих предварительного разуплотнения или разрыхления дроблением скальных руд, для управления процессом возникает необходимость в прогнозировании кинетики формирования продуктивных растворов.

Условия формирования структуры продуктивных растворов определяются многими геотехнологическими факторами: минеральный состав руд и вмещающих пород; состав и концентрация химически активного реагента выщелачивающих растворов [1, 2].

Знание роли и влияние во времени каждого из перечисленных факторов на процесс выщелачивания позволяет минимизировать технологические затраты и вести отработку с приемлемыми технико-экономическими показателями. Особенно роль таких параметров проявляется при оценке возможности разработки способом подземного выщелачивания (ПВ) гидротермальных месторождений с прожилковым и прожилково-вкрапленными типами оруденения.

Примерами такого распространенного типа оруденения являются: часть рудных тел Стрель-

цовского уранового месторождения (АООТ «Приаргунское производственное объединение»), Удоканское месторождение медистых песчаников (древние и современные зоны окисления), а также ряд месторождений полиметаллических руд, связанных с сульфидной минерализацией, имеющих забалансовые и беднобалансовые запасы в недрах и складированных в отвалах.

Исследования проводились на группе урановых месторождений Роннебургского рудного поля (Ройст, Шмирхау, Лихтенберг, Пайтцдорф) в Тюрингской геологической провинции (Германия). Основные запасы урана Роннебургского рудного поля приурочены к карбонат-сульфидосодержащим рудам, тяготеющим к зоне контакта (шириной 10-15 м), по тектоническому нарушению между верхнеордовикскими кожистыми и нижнесилурийскими метаморфическими сланцами.

Основная масса оруденения в породах приурочена к мелким тектоническим трещинам.

Исследования показали, что минеральные формы урана в этих рудах, в основной своей массе, характеризуются настураном и в подчиненном количестве коффинитом.

Настуран в парогенной ассоциации с марказитом, часто как бы выстилает зальбанды тонких (от мм до 1-2 см) прожилков, центральная часть которых выполнена, как правило, карбонатными минералами в ассоциации с сульфидами.

Основной целью проведения исследований является выявление закономерностей перехода урана в продуктивный раствор в зависимости от химического состава выщелачивающих растворов. Экспериментальные работы проводились в лабораторных условиях, для этого в колонны загружался рудный материал массой по 40 kg, отобранный непосредственно из забоя блока ПВ месторождения «Ройст».

Выщелачивание проводилось в двенадцати колоннах с рудными фракциями - 5 мм и -40 +5 мм, в инфильтрационном режиме, плотность орошения - 0,015 м³/т д. Химический состав подаваемых растворов: сернокислые растворы с концентрацией ~ 10 г/л; вода насыщенная углекислым газом (CO₂ + H₂O); содовые растворы с концентрацией Na₂CO₃ ~ 10 г/л.

Анализ полученных результатов кинетики формирования про-

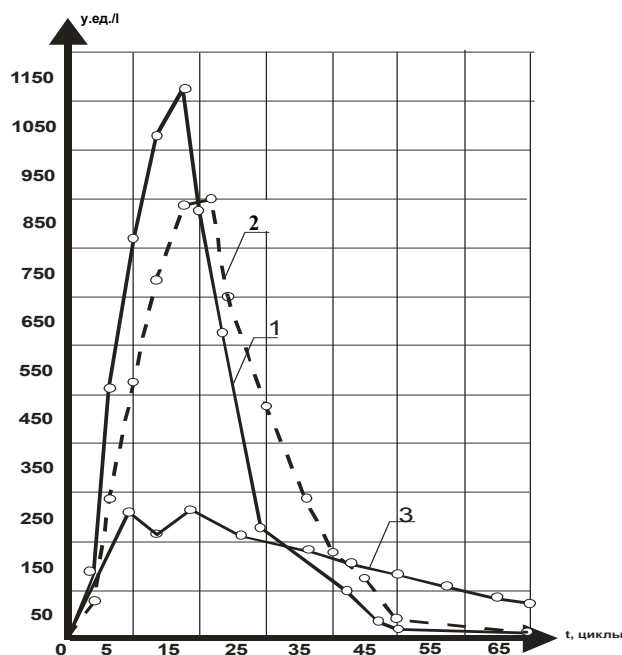


Рис. 1. Кинетика выщелачивания урана из карбонат-сульфидосодержащих руд (проба - 40 kg; фракция - 5 мм; инфильтрационный режим - 800 ml/d): рабочие растворы: 1 - H₂SO₄ - 10,01 г/л; pH = 1,3; Eh = +430 mv; 2 - CO₂ + H₂O; pH = 4,1; Eh = +450 mv; 3 - Na₂CO₃ - 10,61 г/л; pH = 10,55; Eh = +230 mv

дуктивных растворов при различных геохимических условиях свидетельствует о существенно различной интенсивности перехода урана в жидкую фазу (рис. 1, 2).

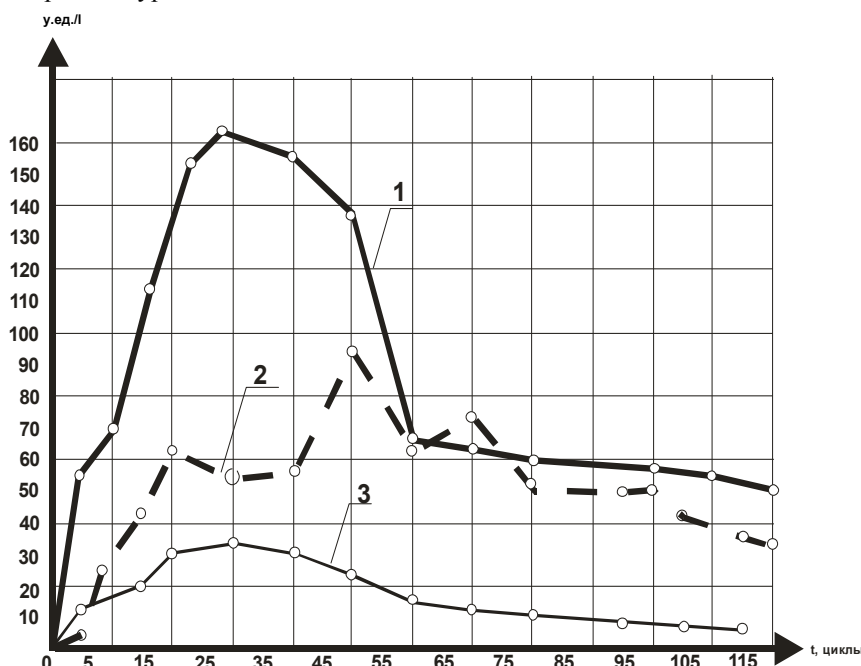


Рис. 2. Кинетика выщелачивания урана из карбонат-сульфидосодержащих руд (проба - 40 kg; фракция - 40+5 мм; инфильтрационный режим - 800 ml/d): рабочие растворы: 1 - H₂SO₄ - 10,01 г/л; pH = 1,3; Eh = +430 mv; 2 - CO₂ + H₂O; pH = 4,1; Eh = +450 mv; 3 - Na₂CO₃ - 10,61 г/л; pH = 10,55; Eh = +230 mv

Так, при выщелачивании мелкофракционных руд растворами серной кислоты, углекислой водой и содовыми растворами кинетика формирования концентраций урана отличается быстрым их нарастанием и достижением максимума в первые 15-20 d от начала процесса.

Максимальные концентрации формируются при сернокислотном режиме процесса (до 1117 у.ед./л), а минимальные (до 270 у.ед./л) при содовом режиме. Практически одинакова кинетика формирования концентраций урана в продуктивных растворах при орошении проб углекислой водой (максимальные содержания до 900 у.ед./л).

Такое явление объясняется тем, что при углекислотном режиме определяющим фактором процесса выщелачивания уже на 7-8 d является серная кислота, продуцируемая при разрушении пирита. Отличительной фазой процесса выщелачивания углекислой водой является резкое нарастание ионов кальция в дренажных растворах до равновесных по отношению к гипсу и более высоких концентраций (до 0,657 у.ед./л). Таким образом, даже начало процесса, формирующегося при углекислотном режиме, свидетельствует о том, что углекислая вода действительно в состоянии разрушить основную массу карбонатных минералов, особенно в мелкофракционных рудах.

Последующий процесс выщелачивания при подаче в колонну углекислых растворов приобретает сернокислотный характер, который сохраняется до завершения опыта. Совершенно очевидно, что такая быстрая и резкая в количественном отношении (по величине pH) смена режимов на сернокислотный может быть объяснена только процессами разрушения сульфидных минералов руд и, в первую очередь, пирита.

Заслуживающим внимание для теории и практики управления процессом выщелачивания является тот факт, что при углекислотном режиме снижение величины pH до 1,9-2,0 достигается за 30-32 цикла.

Такой же интервал времени необходим и процессу, формируемому от начала, как сернокислотный.

Свободная серная кислота в растворах появляется за 30-32 цикла.

Таким образом, за этот промежуток времени (45-50 d) практически все количество карбонатных минералов руд этой фракции (-5 mm) разрушается под действием кислых растворов. В течение этого же периода при сернокислотном режиме выщелачивания из руды извлекается и подавляющая масса урана - около 90% от первоначального содержания его в руде.

Оставшиеся 4-5% урана извлекаются в последующие 10-15 циклов (15-20 d), суммарный процент извлечения урана из руд в сернокислотном режиме составил 94,4 %.

Практическая значимость этого явления заключается в том, что на протяжении именно этого периода (45-50 d) необходим строгий контроль за содержаниями ионов кальция и сульфат-ионов в дренажных оборотных растворах.

Цель этого контроля, в свою очередь, заключается в том, чтобы предупредить и предотвратить выпадение из растворов, находящихся в массе руды, гипса. Кроме того, что концентрации сульфат-иона, превышающие 20 и более грамм в литре, затрудняют сорбцию урана ионно-обменными смолами, т.е. ухудшают процесс извлечения его из продуктивных растворов. Таким образом, контроль за содержанием в дренажных оборотных растворах сульфат-иона имеет еще и эту практическую значимость вопроса.

Несколько растягивается время извлечения урана из мелкофракционных руд при продуцировании сернокислотного режима (орошение углекислой водой), хотя и в этом случае общий процент извлечения урана остается высоким (соответственно 92 и 95%). Эти величины извлечения урана при орошении руды углекислой водой достигаются за 60-62 цикла, т.е. за 85-90 d от начала опыта.

Однако, основная доля извлекаемого урана выщелачивается за те же 45-50 d, что и при сернокислотном режиме.

Следовательно, анализ кинетики формирования концентрации урана в растворах двух параллельно проведенных режимов, по существу, свелся к анализу одного и того же сернокислотного режима, лишь с более жесткими параметрами в случае подачи для орошения специально подготовленных сернокислых растворов.

Можно с уверенностью констатировать, что кислотный режим выщелачивания с применением оборотных растворов характеризовался бы более жесткими параметрами по величине pH и соответственно большими скоростями извлечения урана в раствор.

Количественная оценка химического равновесия, проведенная автором по отдельным анализам проб растворов, отобранных в начале опыта и по прошествии 30 циклов (45 d) при задаваемом сернокислотном режиме, свидетельствует о том, что поступление в массу мелкозернистых руд растворов серной кислоты (10,01 у.ед./л) приводит к интенсивному разрушению карбонатных минералов.

Это подтверждается тем, что в первой же пробе дренажных растворов содержание ионов кальция оказалось выше равновесного с гипсом. В то же время, если даже учесть содержание в данной пробе растворов ионов магния, то и в этом случае равновесное с этими двумя катионами количество сульфат-иона - основного аниона растворов - при полученных значениях pH окажется значительно меньше того количества, которое было внесено сернокислыми растворами (9,8 у.ед./л = 0,204

г.экв./л). Следовательно, значительное количество – более 70% от введенного с раствором сульфат-иона выпало в осадок в составе гипса.

Анализ количественных характеристик ионных форм миграции компонентов солевого состава растворов свидетельствует о том, что даже при искусственно создаваемом сернокислотном режиме основная масса серной кислоты (по сульфатиону), расходуемая в процессе выщелачивания, используется на разрушение карбонатных минералов.

Например, в начальной стадии процесса используется в течение суток 100% подаваемой кислоты, т.е. 1,33 г из каждого литра растворов. Даже к 34 циклу опробования (50 d от начала опыта) на разрушение в течение суток карбоната кальция было использовано 90% от общего расхода кислоты.

Таким образом, раскрытие минеральных форм урана в крупнофракционных рудах происходит значительно медленнее, чем в мелкофракционных.

Исследования по оценке параметров процесса выщелачивания при формировании содового режима показали, что извлечение урана в раствор происходит значительно хуже.

Так, максимальные концентрации урана в продуктивных растворах, при выщелачивании мелкофракционной руды, достигли 270-290 у.ед./л, а из колонны, заполненной крупнофракционной рудой, они поднимались всего лишь до 48 у.ед./л.

Совершенно очевидно, что при формировании содового режима выщелачивания в гидрогеохимической системе действуют факторы, препятствующие нахождению урана в растворах.

Среди таких отрицательно влияющих факторов можно назвать: образование труднорастворимых соединений урана - соли, гидроокислы; сорбция различных форм нахождения урана в растворах, формирующихся при разрушении пирита, гидроокислами железа и др.

Расчеты показывают, что при условии полного разрушения в водной среде 10 кг пирита (содержание пирита в руде 1%) и последующего гидролиза ионов трехвалентного железа, в водном растворе сформируется 12,25 кг серной кислоты.

В практике выщелачивания, не весь содержащийся, особенно в массе вмещающих пород, пирит может подвергнуться разрушению за период отработки блока, да и не все образующиеся при этом трехвалентные ионы железа подвергнуться гидролизу, если иметь в виду роль этих ионов в процессе окисления урана, что будет сопровождаться восстановлением ионов железа до двухвалентного состояния и последующей их миграции в растворах.

Но даже и при таких допущениях роль пирита, как источника продуцирования серной кислоты, известной в геологической и гидрометаллургиче-

ской практике, позволяет в условиях ПВ пиритсодержащих руд значительно снизить количество вводимой в рабочий раствор серной кислоты.

Если принять среднее содержание сульфидной серы в массе руд и вмещающих пород рассматриваемой зоны равным 2 - 2,5%, из которых хотя бы 2/3 связано с пиритом (1,32% - 1,65%), что соответствует содержанию пирита в рудах до 25-30 кг/t, то при полном разрушении пирита в растворе образуется до 30-35 кг серной кислоты.

Практика выщелачивания блоков свидетельствует, что разрушение пирита происходит на протяжении всего периода эксплуатации при достижении $J : T \sim 5$ и более при плотности орошения 0,012 - 0,015 м³/t d. Что подтверждает «кажущееся» снижение удельного расхода реагента на выщелачивание единицы веса урана.

Расчеты показывают, что при карбонатности руд равной 2% по содержанию СО, в них будет находиться 45,5 кг/t CaCO (расчет выполнен для случая нахождения в рудах только кальцита).

Для разрушения такого количества кальцита серной кислотой потребуется 44,6 кг/t руды. Время полного разрушения карбоната определяется не только степенью раскрытости этого минерала в рудах, но и гидрогеохимическим режимом, формирующимся в различных участках замагазинированных руд и в рудной массе отдельных кусков. Так, при непосредственном контакте карбонатных минералов с конвективным потоком сернокислотных растворов происходит разрушение карбонатов (кальцита) с образованием СО и выведение в раствор катиона кальция.

Условия для образования гипса в блоках ПВ создаются на участках менее проницаемых, стыковых участках соприкосновения кусков руды и т.п. В этих условиях, ранее сформированные мицеллы и коллоидные частицы гипса и других соединений подвергаются коагулированию и осаждаются на поверхности рудных кусков, что подтверждается при визуальном осмотре.

В несколько иной гидрогеохимической обстановке происходит разрушение карбонатной минерализации на участках, включающих эти минералы, но недоступных для инфильтрационно-конвективного переноса выщелачивающих растворов.

Диффундирующий в эти участки ион гидроксония вызывает разрушение кристаллической решетки карбонатов (кальцита), однако, образующаяся здесь на контакте с твердой фазой угольная кислота способствует формированию угольной (гидрокарбонатной) геохимической обстановки.

В таких условиях разрушение карбонатной минерализации происходит менее интенсивно (более длительный период), чем при непосредственном ее контакте с сернокислыми растворами.

Следует отметить, что гидрохимическая обстановка для образования гипса в этих участках также неблагоприятная.

Выводимый в раствор ион кальция находится в сочетании с бикарбонат-ионом, количество которого эквивалентно разрушаемому карбонату (кальциту), т.к. эквивалентно количеству иона кальция.

Таким образом, в участках рудной массы в блоках ПВ, где конвективный инфильтрационный перенос сернокислых растворов затруднен или полностью отсутствует, формируется, приближаясь к равновесному состоянию, между отдельными компонентами системы, гидрогеохимическая обстановка, регулирующая кинетику перехода урана в раствор. Разрушение пирита в рудной массе таких участков также способствует формированию углекислотных (гидрокарбонатных) гидрогеохимических условий, в которых уран переходит в раствор в составе карбонатных комплексов. На основе анализа фактического материала по данным опытных работ и эксплуатационных блоков ПВ в инфильтрационном режиме предложено математическое уравнение, отражающее в рассматриваемых граничных условиях взаимозависимость между концентрацией реагента в выщелачивающих растворах, коэффициентом извлечения из руд урана и плотностью орошения замагазинированных руд:

$$\varepsilon = \frac{n \cdot \lambda^{1.5} \cdot t \cdot (K_p - K_{op})}{\sqrt{K_p}}, \quad (1)$$

где ε - коэффициент извлечения урана, в долях единицы;

λ - плотность орошения руд, $\text{m}^3/\text{t d}$;

t - время выщелачивания, сутки;

K_p - концентрация реагирующего в массе руд реагента, g/l ;

K_{op} - концентрация реагента в дренируемых растворах, g/l ;

n - коэффициент, зависящий от соотношения зон диффузионного и конвективно-инфильтрационного переноса выщелачивающих растворов ($n=0,25-0,5$).

При последующем анализе результатов выщелачивания урана из пиритсодержащих руд образование гидроокиси железа и влияния величины $J : T$ на интенсивность кинетики перехода урана в раствор зависимость (1) была представлена в следующем виде:

$$\varepsilon = \frac{n \cdot \lambda^{1.5} \cdot t \cdot K_n \cdot \left[1 + \frac{3,28}{q + q \left(\frac{K_n}{8,3} \right)^2} \right]}{\sqrt[4]{K_n}}, \quad (2)$$

где K_n - концентрация реагента в подаваемых для орошения руд растворах, g/l ;

q - величина $J : T$, m^3/t .

Таким образом, оценка основных горнотехнических, экономических показателей отработки рудных тел способом ПВ требует знание величины таких геотехнологических параметров, как:

λ - плотность орошения массы замагазинированных руд;

K_n - концентрация выщелачивающего реагента в подаваемом для орошения замагазинированных руд растворе;

K_p - фактическая концентрация выщелачивающего реагента, формирующаяся в объеме выщелачивающих растворов при продуцировании его дополнительного количества в результате разрушения пирита.

Эти параметры, как видно из зависимостей (1) и (2), взаимосвязаны с коэффициентом извлечения (ε) и временем выщелачивания, необходимого для достижения заданной величины ε . Решая уравнения (1) и (2) относительно λ , при заданных ε и t для различных концентраций выщелачивающего реагента, получаем значения этих параметров в пределах принятых граничных условий - ε и t :

$$\lambda = \left[\frac{\varepsilon \cdot \sqrt[4]{K_p}}{0,25 \cdot t \cdot (K_p - K_{op})} \right]^{0,67}; \quad (3)$$

$$\lambda = \left[\frac{\varepsilon \cdot \sqrt{K_n}}{0,126 \cdot t \cdot K_n \cdot \left[1 + \frac{3,28}{q + q \left(\frac{K_n}{8,3} \right)^2} \right]} \right]^{0,67}. \quad (4)$$

Параметр K_p , входящий в уравнения (1) и (3) следует рассматривать и как концентрацию выщелачивающего реагента в направляемых на орошение руд растворах, необходимую для извлечения из них планируемого количества урана за установленное время t , при условии, что в массе замагазинированных руд не будет иметь место его продуцирование за счет разрушения сульфидной (пиритовой) минерализации. С другой стороны, параметр K_n необходимо рассматривать как достаточную концентрацию, формируемую в объеме руды и в растворах, орошающих массу замагазинированных руд, выщелачивающего реагента при условии, что в рудах за время их отработки продуцируется дополнительное его количество в результате разрушения пиритовой минерализации. Знание количественных характеристик этих параметров и выявленная зависимость их от плотности орошения позволяет прогнозировать и формировать геотехнологический режим отработки рудных тел на вновь вводимых в эксплуатацию участках месторождений при составлении проекта на отработку их способом ПВ.

Выводы:

1. Особенностью минерального состава руд, приуроченных к зонам контакта, как правило, является их повышенная сульфидизация. Пирит, марказит и сульфиды других металлов (Cu, Zn, Pb) выполняют совместно с карбонатными минералами (кальцит) рудные прожилки или в виде тонких вкраплений размещаются в зальбандах этих прожилков.

2. Выявленные особенности вещественного состава урановых руд, тяготеющих к зонам этих руд, позволяют характеризовать их как карбонат-сульфидосодержащие и утверждать, что параметры геотехнологического режима, формируемого при выщелачивании таких руд будут предопределяться этими особенностями.

3. Результаты исследований свидетельствуют, что при формировании гидрогеохимического режима выщелачивания урана из карбонат-сульфидосодержащих руд, в растворах, контакти-

рующих с рудной массой, происходит процесс продуцирования выщелачивающего реагента (иона гидроксония), вследствие вывода из растворов гидроксильных комплексов в составе соединений с трехвалентным ионом железа.

4. Процесс продуцирования основного количества выщелачивающего реагента происходит, главным образом, в зонах (участках) замагнированных руд, где отсутствует конвективный инфильтрационный процесс массопереноса. В этих участках совместное нахождение в рудах сульфидных и карбонатных минералов приводит к созданию, при их выщелачивании, углекислотной (гидрокарбонатной) обстановки, когда в поровых растворах имеется достаточное количество гидроксильных комплексов. Процесс продуцирования, в этом случае, выщелачивающего реагента саморегулируется в соответствии с формируемыми концентрациями иона гидроксония.

Список литературы:

1. Калабин А.И. Добыча полезных ископаемых подземным выщелачиванием и другими геотехнологическими методами. М.: Атомиздат, 1981, 304 с.
2. Справочник по геотехнологии урана. Под редакцией профессора Д.И.Скороварова. М.: Энергоатомиздат, 1997, 672 с.

УДК 622.775.011.4.001.55

© Насиров У.Ф., Норов Ж.А., Абдуалимова Ю.А., Амиркулов Ф.Ш. 2013 г.

МЕТОДИКА ИССЛЕДОВАНИЯ ПРОЦЕССА КОЛЬМАТАЦИИ РУДНОГО ШТАБЕЛЯ

Насиров У.Ф., профессор кафедры «Горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Норов Ж.А.**, инженер ПТИО НГМК; **Абдуалимова Ю.А.**, ассистент кафедры «Горное дело» НГГИ; **Амиркулов Ф.Ш.**, магистр НГГИ

Turli xil to'qimalardan rudali shtabellardagi infiltratsiya va filtratsiya jarayonlarini o'rganish uchun metodika ishlab chiqildi va filtratsiya koefitsientining ishqorlash vaqtiga nisbatan o'zgarish qonuniyatlari o'rganildi.

The technique of the study of infiltration and filtration processes occurring directly in the ore pile at different ways of dumping has been developed. Meanwhile was determined the regularity of the changes of the filter coefficients at different altitude areas of the percolation column, depending on the time of leaching.

Разработана методика исследования инфильтрационных и фильтрационных процессов, происходящих непосредственно в рудном штабеле при разных способах отсыпки (рис. 1, 2). В качестве технологического раствора при орошении использовалась штатная водопроводная вода, близкая по физическим свойствам к цианидным растворам, а в качестве руды в модели использовалась песчано-гравийная смесь с исходной крупностью -20...+0 мм.

Работы по опробованию включали отбор точечных проб. Точечное опробование осуществляли с целью определения физико-механических свойств стандартными методами [1].

При анализе проб определялись только те величины, которые напрямую влияют на гидродинамику процессов в рудном штабеле при орошении выщелачивающими растворами, а именно: гранулометрический состав, плотность, влажность исходной руды, пористость и коэффициент фильтрации.

Подготовленные технологические пробы подвергали ситовому анализу для определения гранулометрического состава [2]. Ситовой анализ производился с использованием комплекта сит с размерами отверстий 15; 10; 5; 2,5; 1,6; 1,0; 0,63; 0,4; 0,315; 0,2; 0,16; 0,1; 0,063; 0,05. Грохочение производилось вручную. Плотность руды в подготовленной пробе определялась методом режущего кольца [3].

Для определения фильтрационных свойств руды в пробе руководствовались [4]. Для измерения коэффициента фильтрации использовался прибор КФЗ. При этом опыты производились три раза, и по ним вычислялось среднее значение коэффициента фильтрации. Перед проведением экспериментов руда была уложена в штабель, при этом отсыпка рудного материала производилась вручную послойно, чтобы не допустить уплотнений и обеспечить равномерную фильтрацию растворов в полном объеме штабеля. Объем руды в штабеле составил 1,9 м³. Первая отсыпка включала укладывание руды исходного гранулометрического состава по всему объему штабеля с равновеликой плотностью. Перед началом второй отсыпки исходная руда была расклассифицирована с помощью сит на фракции классов: -20...+15; -15...+10; -10...+5; -5...+0. После этого производили послойную отсыпку фракционированной руды в модель штабеля, уменьшая крупность руды от нижнего слоя к верхнему, т. е. в нижний слой штабеля отсыпали руду фракции (+15)...(-20) мм, в вышерасположенный слой отсыпали руду менее крупной фракции (+10)...(-15) мм и т.д. до верхнего слоя, в который отсыпали самую мелкую фракцию (-5,0) мм. После отсыпки руды в штабель на верхней площадке каркаса модели устанавливали систему орошения, которую подключали к штатной водопроводной системе лаборатории, и подавали на поверхность отсыпанной руды воду. Интенсивность орошения поддерживали на уровне 140... 170 л/м³ в сутки с помощью крана, установленного перед магистральным трубопроводом. При этом расход измеряли расходомером марки СВК 15-3. Дренаж технологических растворов осуществляли с помощью центральной перфорированной трубы Ø40 мм и боковых гидроизолированных лотков.

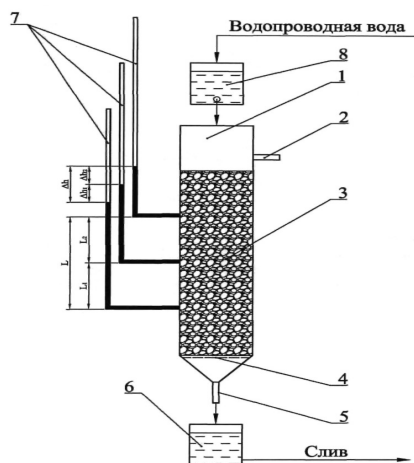


Рис. 1. Схема стенда КВ для исследований гидродинамических показателей: 1 - полиэтиленовая перколяционная колонна Ø 100 мм и высотой 900 мм; 2 - верхний патрубок слива растворов; 3 - выщелачиваемая рудный материал; 4 - сетка из нержавеющей стали; 5 - нижний патрубок слива растворов; 6 - емкость для сбора продуктивных растворов; 7 - пьезометры Ø 0,2 см; 8 - емкость для подачи рабочих растворов

После начала орошения и влагонасыщения рудного материала процесс истечения технологических растворов из-под штабеля руды становится равномерным. Данное установившееся истечение растворов в модели фиксировалось по каждой из дрен в дренажной системе с помощью мерных ёмкостей и секундомера. Для их проведения бралась однородная песчано-гравийная смесь класса крупности -20 мм и укладывалась в штабель. Плотность руды составила $\rho=2,3$ т/м³. Средний коэффициент фильтрации руды $K_f=7,13$ м/д. Затем монтировалась система орошения, в которую подавали технологические растворы (водопроводную воду).

После окончания проведения первого опыта руда убиралась с основания модели рудного штабеля. Затем послойно укладывалась заранее расклассифицированная руда классов -20...+15; -15...+10; -10...+5; -5...+0, уменьшая крупность руды от нижнего слоя к верхнему. Далее так же как и в первом опыте, монтировалась система орошения, после чего начинали подачу технологических растворов. Как показали наблюдения во время проведения опытов, выход технологических растворов за один и тот же промежуток времени во втором опыте примерно на 25-35% больше, чем в первом. При этом во втором случае зоны фильтрации, а также промежутков высачивания не наблюдалось. Связано это с тем, что нижние слои штабеля сложены из крупных фракций. Данный факт показывает, что при послойном формировании рудного штабеля его гидродинамические показатели, такие как коэффициент фильтрации, скорость фильтрации выше, чем при формировании штабеля с однородной рудой. Необходимость разработки стенда КВ для исследований гидродинамических показателей появилась уже при проведении экспериментальных исследований процесса коагуляции. Связано это, прежде всего, с тем, что измерения конкретных гидродинамических величин (прежде всего, коэффициента фильтрации K_f) на физической модели весьма затруднительно. Кроме того, относительно большие размеры данной физической модели (2,98х2,23х0,67 м) требуют значительного количества рудного материала (около 4 т). При этом выбор и использование в качестве руды песчано-гравийного материала, характеризующегося хорошими окатанностью и фильтрационной способностью, не являются удачными и показательными. Исследования на стенде КВ с перколяционной колонной являются одними из самых распространенных и наиболее достоверных методов исследований, предшествующих промышленным и полупромышленным испытаниям, позволяющие установить закономерности движения выщелачивающего раствора, установить глубину и динамику проникновения выщелачивающего реагента в куски рудной массы и интенсивность массообменных процессов в зависимости от плотности орошения для правильного выбора крупности выщелачиваемого материала и

способа рудоподготовки, оценить изменения фильтрационных свойств и продолжительность процесса выщелачивания, определить уровень и динамику влагонасыщения и влагоотдачи выщелачиваемой среды для расчета вместимости рабочих и аварийных растворооборотников и др. Именно по вышеперечисленным причинам и было принято решение разработки стенда КВ для исследований гидродинамических показателей при различных технологических схемах формирования рудного штабеля. Стенд КВ для исследований технологических показателей при инфильтрационном выщелачивании широко известен [5, 6]. Однако данный стенд предназначен для исследования валовой однородной пробы и не предусмотрен для исследования гидродинамических показателей послойно уложенной в перколяционную колонну стенда фракционированной руды.

Для исследования гидродинамических показателей послойно уложенной фракционированной руды в перколяционной колонне стенда КВ, схема которого представлена на рис. 1, предусмотрена подача технологических растворов в направлении снизу вверх, обеспечивающая режим полного влагонасыщения руды в колонне, что позволяет производить все необходимые измерения. При этом выход растворов обеспечивается через верхний патрубок слива растворов.

Так как целью экспериментальных исследований является определение гидродинамических показателей при инфильтрационном выщелачивании, то в качестве технологических растворов предусмотрена обычная водопроводная вода, используемая по проточной схеме (рис. 1). Стенд КВ представляет собой особую перколяционную колонну, установленную на специальной станине. Перколяционная колонна изготовлена из пластиковой трубы диаметром 100 мм и высотой 900 мм с сеткой, на которую укладывается испытываемая руда, с коническим отводом и нижним патрубком для слива рабочих растворов. На перколяционной колонне также имеется три отвода из резиновых шлангов, расположенных вдоль ее оси на расстоянии 25 см друг от друга, предназначенных для соединения колонны с пьезометрами, и верхний патрубок слива растворов. Выбранный диаметр колонны удовлетворяет не равенству:

$$DK > 4dK,$$

где DK - диаметр колонны;

dK - максимальный размер куска руды ($dK=20$

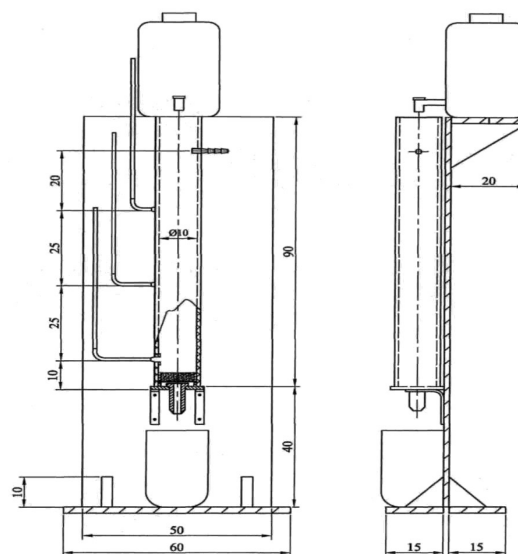


Рис. 2. Стенд КВ для исследований гидродинамических показателей при различных технологических схемах формирования рудного штабеля в сборе

mm) [5, 6]. Специальная станина стенда КВ, собранная из полотна ДСП и деревянных досок, предназначена для размещения на ней перколяционной колонны, трех пьезометров для подачи рабочих растворов и емкости для сбора продуктивных растворов.

Емкость для подачи рабочих растворов представляет собой канистру со встроенным вентиляльным клапаном для регулировки расхода технологического раствора, который перед проведением опыта тарируется. Стенд КВ для исследований гидродинамических показателей при различных технологических схемах формирования рудного штабеля в сборе представлен на рис. 2.

Таким образом, разработана методика исследования на стенде КВ при выщелачивании однородной руды, установлена закономерность изменения коэффициентов фильтрации на разных высотных участках перколяционной колонны в зависимости от времени выщелачивания. При этом на верхнем и нижнем участках колонны со временем происходит постоянное понижение значений коэффициента фильтрации. Общий коэффициент фильтрации имеет ту же динамику изменения и со временем повышается с 0,12 до 0,51 мм/ч.

Список литературы:

1. Чаповский- Е. Г. Лабораторные работы по грунтоведению и механике грунтов/ Е. Г. Чаповский! - Мл: «Недра», 1975. - 304 с.
2. Грунты. Методы лабораторного определения гранулометрического (зернового) и микроагрегатного состава // Государственный стандарт.
3. Грунты. Методы лабораторного определения физических характеристик // Государственный стандарт.
4. Грунты. Методы лабораторного¹ определения коэффициента фильтрации // Государственный стандарт.
5. Толстов. Е.А.: Физико-химические геотехнологии: освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе./ Толстов Е.А. М/изд-во МГУ, 1999: - 314 с:
6. Фазлуллин М. И. Опыт кучного выщелачивания золота на месторождении Дельмачик / М. И. Фазлуллин [и др.] // Цветные металлы. - 2002. - № 8. - С. 41-45.

ФОРМИРОВАНИЕ СКВАЖИННЫХ ЗАРЯДОВ ВЗРЫВЧАТЫХ ВЕЩЕСТВ В ОБВОДНЕННЫХ УСЛОВИЯХ

Насиров У.Ф., профессор кафедры «Горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Норов Ж.А.**, инженер ПТИО НГМК; **Норматова М.Ж.**; старший преподаватель кафедры «Горное дело» НГГИ

Ochiq konchilik ishlarida burg'ulash va portlatish jarayonining texnik-iqtisodiy ko'rsatkichlar pog'onalaridagi kon jinslarining suvga to'yinish darajasi bilan bog'liqdir. Sanoatlashtirilgan portlovchi moddalarni suvdan himoyalash bo'yicha ilmiy-tadqiqot ishlarini davom ettirish, suvga to'yingan massivlarda skvajinali zaryadlarning yangi konstruksiyasini ishlab chiqish va mahalliy xom-ashyo asosida ishlab chiqilgan emulsion portlovchi moddalarni ishlatish yanada muhimdir.

Technical and economic parameters of drilling and blasting in open cast mining depend strongly on the degree of water saturation of the rock mass of the working bench. All previously developed methods require increased fuel water-proof explosives. There are needed researches waterproofing industrial explosives based on the use of surfactant formulations. Therefore during formation of the combined hole charges in flooded conditions, the most appropriate are the using of emulsion explosives own production.

Известно, что технико-экономические показатели буровзрывных работ (БВР) на открытых горных работах существенно зависят от степени насыщения водой породного массива рабочего уступа. Применяемая на практике базовая технология БВР предусматривает традиционную последовательность операций, включающую бурение скважин, заряджение их взрывчатым веществом (ВВ) и взрывную отбойку. При данной последовательности горных работ скважины, как правило, заполняются водой, уровень которой от забоя зачастую достигает 5 м и более. Это явление создает значительные проблемы при производстве взрывов, поскольку требует применения дорогостоящих, водостойчивых ВВ, что отрицательно сказывается на экономических показателях. Для решения этой задачи известны различные технические решения.

Исследованиями [1, 2] установлено, что предварительное осушение участка карьера дренажными щелями из взорванной горной массы, скважинами, зумпфами и т.д. не нашло до настоящего времени широкого распространения, хотя в определенных условиях являлось весьма эффективным. Одним из возможных путей решения проблемы заряджания обводненных скважин неводостойчивыми ВВ на открытых горных работах является метод гидроизоляции зарядов ВВ различными водонепроницаемыми материалами [3]. Практическая реализация этого способа защиты неводостойчивых ВВ от воздействия воды сводится к разработке технологии заряджания обводненных скважин, включающей создание вокруг заряда ВВ гидроизоляционной оболочки. Однако гидроизоляция сыпучих промышленных ВВ в процессе заряджания скважин сопряжена с известными трудностями, так как насыпная плотность последнего меньше воды. При заряджании такими ВВ в гидроизоляции

онную оболочку, размещенную в обводненной скважине, на границе вода-воздух образуется пробка и, таким образом, формирование заряда в обводненной части скважин становится невозможным. В этой связи применяется технология, заключающаяся в предварительном размещении гидроизоляционной оболочки в скважине с последующей подачей неводостойчивых ВВ от ее устья, исключающей продольное перемещение гидроизоляционной оболочки в процессе формирования колонки заряда. В качестве материала оболочки может быть использована полиэтиленовая пленка рукавная, цельнотянутая, изготовленная из полиэтилена высокого давления и низкой плотности.

Формирование колонки заряда водосодержащих ВВ (рис. 1) в гидроизоляционной оболочке, предварительно размещенной в обводненной скважине, при заряджании от ее устья (через столб воды) основано на использовании эффекта вытеснения воды поступающим в скважину более плотным ВВ.

Заряджание обводненных скважин (рис. 1, б, в) водосодержащим ВВ производится через зарядный шланг зарядной машины, введенным в верхний конец рукава, закрепленного на приемном цилиндре. Подаваемое в оболочку водосодержащее ВВ опускается в скважину и, расширяя схлопнувшуюся часть рукавной пленки, достигает дна скважины. Скважина заполняется ВВ по всему ее сечению в направлении снизу вверх. При этом гидроизоляционная оболочка прижимается к стенкам скважины, а вода, находящаяся в ней, вытесняется вверх колонкой формируемого заряда. Следует отметить, что имеющее место поперечное, а не продольное перемещение гидроизоляционной оболочки исключает ее трение под нагрузкой о стенки скважины и тем самым ликвидирует опасность порыва оболочки. После окончания заряджания

верхний конец оболочки освобождается от приемного цилиндра и укладывается на рабочей площадке ближе к какому-либо краю скважины. При необходимости проводятся работы по забойке скважины. Если уровень вытесненной воды достиг устья скважины, забойку можно не применять.

При зарядании обводненных скважин с применением полиэтиленовых рукавов свыше 35 м наблюдается затухание детонации заряда в средней части скважины. Это связано с тем, что ВВ, применяемые в обводненных условиях, во влажном состоянии не чувствительны к детонирующему шнуру. Детонирующий шнур, проходя вдоль колонки заряда, разрушает часть его, снижая диаметр заряда ниже критического. При опускании полиэтиленового рукава в скважину могут образоваться повреждения, через которые раствор селитры в заряде может вытекать.

При незначительной обводненности пород (столб воды в скважине не превышает 1 м) зарядание скважин граммонитом 79/21 возможно без средств гидроизоляции. В этом случае нижняя часть заряда в скважине намокает, однако водонасыщенный заряд граммонита 79/21 надежно детонирует. При столбе воды в скважины более 1 м целесообразно использование гидроизолирующей оболочки.

Отличительной особенностью технологии формирования скважинного заряда в полиэтиленовой оболочке водонасыщенным граммонитом 79/21, разработанной на предприятии «Кривбассвзрывпром», является то, что с целью повышения плотности заряда ВВ и упрощения процесса зарядания скважин создается суспензия гранулированного ВВ в насыщенном растворе аммиачной селитры, которая подается в скважину из дозатора зарядной машины, заполняя полиэтиленовый рукав, опущенный в обводненную скважину [4].

Анализ показывает, что широкомасштабное использование граммонита 79/21 при разрушении обводненных горных пород экономически и экологически выгодней, чем применение водоустойчивых ВВ типа гранулотол. Однако решение вопросов экономики взрывных работ и в целом горного предприятия, а также их влияния на окружающую среду должно предусматривать более широкое использование ВВ простейшего состава. Особое значение эти промышленные ВВ, обладающие низкой бризантностью (что важно для уменьшения объема переизмельчения полезного ископаемого), имеют для предприятий нерудной промышленности.

Масштабы использования ВВ простейшего состава в ведущих горнодобывающих странах мира достигают 85%. Основное преимущество взрывчатых смесей простейшего состава - это их низкая стоимость, безопасность и простота в обращении. Главный недостаток этих ВВ - их абсолютная неводоустойчивость. ВВ простейшего состава, кроме того, характеризуются низкой физической стабильностью («ВВ одного дня»), что при производстве крупных массо-

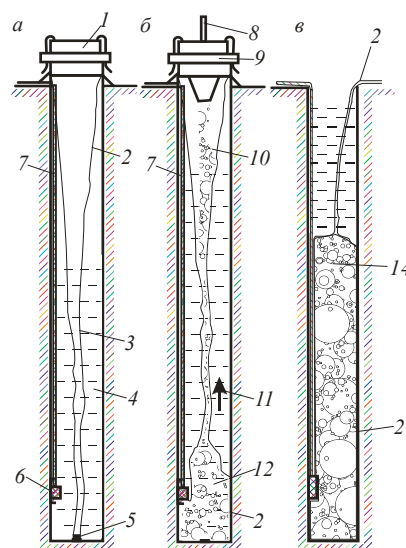


Рис. 1. Принципиальная схема формирования гидроизолированного заряда ВВ в обводненной скважине: а - скважина, подготовленная к заряданию; б - зарядание в оболочку; в - заряженная скважина; 1 - приемный цилиндр; 2 - оболочка; 3 - «схлопнувшийся» участок оболочки; 4 - вода; 5 - герметизационный узел; 6 - боевик; 7 - ДШ; 8 - зарядный шланг; 9 - обруч; 10, 11 - направление движения соответственно ВВ и воды; 12 - направление формирования колонки заряда ВВ; 13 - вытесненная вода; 14 - гидроизолированная колонка заряда ВВ

вых взрывов, когда процесс зарядания скважин длится 2-3 дня, недопустимо.

В последние годы были созданы взрывчатые смеси простейшего состава типа Д-5, УП-1, ПВС-1У и др., которые отличаются высокой физической стабильностью (10-15 д) и теплотой взрыва (3450-3580 кДж/кг), приближаясь по взрывчатым свойствам к граммониту 79/21. Следовательно, решив проблему зарядания обводненных скважин взрывчатыми смесями простейшего состава, возможно значительное расширение области их применения и уменьшение затрат на взрывные работы.

Как отмечалось выше, существует достаточно технологий формирования зарядов из неводоустойчивых ВВ в обводненных скважинах. При этом технологии, эффективно используемые для граммонита 79/21, неприемлемы для ВВ простейшего состава, т.к. попадание воды в заряд ВВ в этом случае приведет к растворению аммиачной селитры, к потере детонационной способности заряда ВВ и даже к отказам.

Одним из перспективных способов [5] создания гидроизолирующей оболочки на стенках скважины является ее тампонирующее использование специальных растворов. Испытаниям подвергались водоземлюсодержащие растворы (с условным наименованием РУО) следующего компонентного состава: вода, дизельное топливо, хлористый кальций, органический пенообразователь и эмульгатор.

В результате исследований тампонирующего раствора модельного состава нарушенных горных пород не выявлено существенных различий в характере протекающих процессов при использовании растворов РУО различного компонентного состава (РУО 20/80 и РУО 30/70), при применении его для тампонирующего сухих и влажных пород, а также в зависимости от временного фактора. По мнению авторов [5] основными характеристиками, влияющими на тампонирующую способность РУО, являются: плотность, вязкость (в том числе и тиксотропность), а также поверхностные свойства, проявляемые вблизи раздела фаз (гидрофильность, гидрофобность и др.). В результате исследований установлено, что для выбранной модельной среды (гранитной крошки) наиболее важными являются поверхностные свойства РУО, проявляемые вблизи раздела фаз.

Гидроизоляция заряда неводоустойчивых ВВ без предварительного осушения скважин возможна только в том случае, когда столб воды в скважине не превышает 2 м. В связи с тем, что плотность ВВ простейшего состава ниже или близка к плотности воды, процесс потопления рукава с ВВ происходит медленно и зависит от величины зазора между стенкой скважины и рукавом. Существует вероятность порыва рукава, что признано одним из основных недостатков их использования, а также «схлопывания» (пережима) рукава массой воды над зарядом ВВ. Стремление избежать этих моментов приводит к снижению производительности процесса заряжания.

При столбе воды в скважине более 2 м весьма эффективным и наиболее распространенным способом формирования зарядов неводоустойчивых ВВ в

обводненных скважинах является зарядание с предварительным осушением скважин. Как показывает практика, откачка воды из скважин осуществляется специальными машинами типа УОС-1, УОС-2, зарядными установками ЗМБС-1, ЗМБС-2 и другими агрегатами [6], а также высокопроизводительными погружными насосами, широко применяемыми в зарубежной практике.

Заслуживает внимания зарубежный вариант использования неводоустойчивых ВВ, основанный на предварительной откачке воды из скважины и засыпке после этого в скважину ANFO, но со специальной добавкой (WR-ANFO), обеспечивающей водоотталкивающий эффект. Вода, поступающая в скважину, взаимодействует со взрывчатой смесью и создает толстый слой суспензии (водоотталкивающую эмульсию) по всему периметру заряда. Слой суспензии изолирует от воды основной заряд ВВ [7]. Эффективность данной технологии формирования скважинных зарядов подтверждена на карьерах США, Канады и др. стран.

Автор работы [8], изучив существующие способы и технологии формирования зарядов неводоустойчивых ВВ простейшего состава при зарядании обводненных скважин и технические возможности их осуществления, принял решение использовать погружное устройство при откачке воды, аналогичное агрегату УОС. При этом целью увеличения производительности откачки воды из скважин являлось усовершенствование погружного устройства за счет установки боковых клапанов специальной конструкции [9]. Основной комплект оборудования агрегата по откачке воды из скважин представлен компрессором, гидро- и пневмосистемами, барабаном для намотки шлангом, гидроприводом барабана, устройством (погружным) для откачки воды из скважины и др. Все оборудование смонтировано на шасси автомобиля ГАЗ-53-СА3-535.

Предварительные испытания агрегата по откачке воды из скважин в промышленных условиях на карьерах Докучаевского комбината подтвердили его эффективность и надежность в работе. Испытания проводились на трех карьерах: Центральном, Доломитном и Восточном. Всего за время предварительных испытаний воду откачали из 389 скважин. Столб воды в скважинах колебался от 1 до 9 м. При этом затраты времени на осушение одной скважины (при столбе воды 4-5 м) составили около 5 min.

Известен способ [10], заключающийся в откачке воды из скважин с помощью насосов или за счет вытеснения воды воздушным потоком. Однако применение этого способа не решает проблемы снижения расхода водоустойчивых ВВ, поскольку сразу же после завершения процесса откачки уровень воды в скважине восстанавливается до начального за счет фильтрационного переноса воды из породного массива.

Существенным недостатком данного способа является низкая производительность и большие энерго-

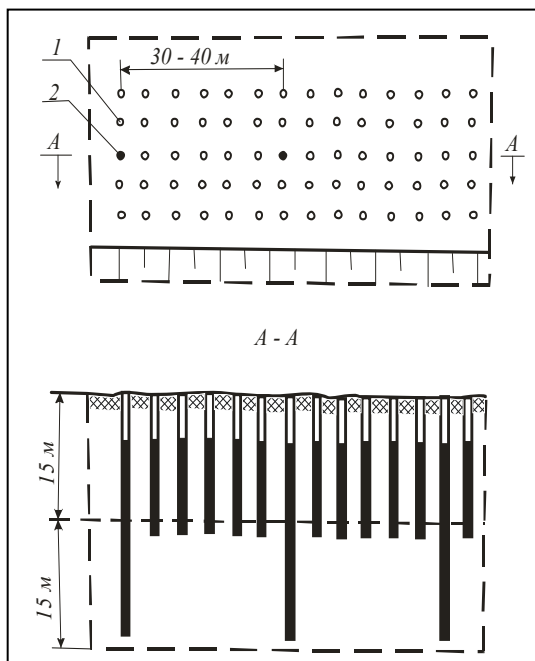


Рис. 2. Технология БВР с частичным бурением на глубину двух уступов: 1- скважина длиной в 1 уступ; 2 - скважина длиной в 2 уступа

затраты на его реализацию. Следует иметь в виду, что при производстве БВР в предварительно осушенном породном массиве, помимо очевидного экономического эффекта, заключающегося в экономии дорогостоящих, водоустойчивых ВВ, достигаются еще и следующие преимущества: возрастает стойкость шарошечного долота на 15-32% за счет проходки скважин в обезвоженном породном массиве, уменьшается количество бракованных скважин по причине завалов на 3-5%, повышается производительность экскаваторов в зимних условиях вследствие отсутствия примерзания пород на зубьях и стенках ковша экскаватора, а также на стенках и днищах транспортных средств, не образуются наледи от вытекающей под откос воды, уменьшается выделение и распространение пыли и ядовитых газов при производстве массовых взрывов, что достигается за счет замены токсичного тротила на другие промышленные ВВ.

Известен способ производства БВР [11], предусматривающий в дополнение к базовой технологии, бурение части отбойных скважин станками СБШ-250МН на глубину двух уступов, т.е. глубиной 30 м по сетке 30х40 м (рис. 2).

По этой технологии глубокие скважины заряжаются и взрываются одновременно с основными скважинами. Первоначально основная идея этого технического решения сводилась к предварительному разупрочнению взрывной волной пород нижележащего уступа с целью повышения стойкости шарошечных долот и расширения сетки скважин при перемещении горных работ на нижележащий горизонт. Однако, наряду с ожидаемым эффектом разупрочнения пород нижележащего горизонта, был зафиксирован совершенно неожиданный эффект, заключающийся в осушении нижележащего породного массива. По фактическим результатам в скважинах экспериментального блока практически не было воды, в то время как в скважинах смежных блоков уровень воды достигал 5 м и более. Последующие производственные эксперименты подтвердили полученные ранее результаты и, таким образом, стало понятно, что даже в таких труднопроницаемых породах, как железистые кварциты, обводненность может быть резко уменьшена путем управления фильтрационными свойствами пород с использованием энергии взрыва.

В работе [12] проведены экспериментальные работы по внедрению технологии БВР с предварительным разупрочнением и осушением железистых кварцитов в условиях карьера Михайловского ГОКа. В комбинированной технологии шарошечного бурения и термического расширения отбойных скважин, по предложению ученых МГГУ и инженеров МГОКа, в пространстве между котловыми скважинами были пробурены дополнительные скважины глубиной 30 м, диаметром 250 мм, по сетке 30х40 м. Общее количество скважин в экспериментальной серии составило 10 шт. Эти скважины были взорваны одновременно с отбойными котловыми зарядами, в результа-

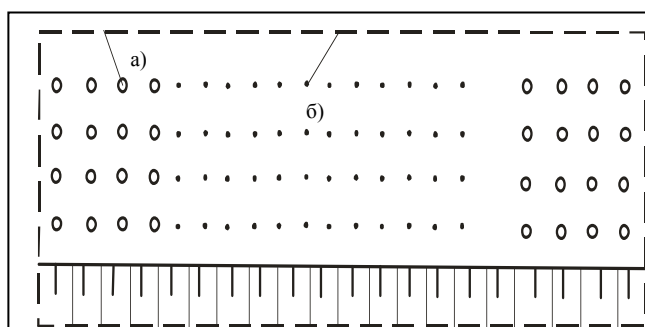


Рис. 3. Технология БВР с предварительным осушением рабочего уступа: а)-скважина длиной в 1 уступ и б)-в 2 уступа

те чего на нижнем горизонте сформировались зоны взрывного разупрочнения пород на микроструктурном уровне, а в местах расположения глубоких скважинных зарядов – зоны раздробленной взрывом породы радиусом 2 м. Затем, через 5-6 месяцев добычные работы переместились на нижележащий, ослабленный взрывом, горизонт, который разрабатывался по базовой технологии буровзрывных работ.

Описанный способ разупрочнения и осушения пород рабочего уступа, несмотря на имеющиеся преимущества, не нашел широкого применения даже в местах производственной апробации. Сложность внедрения объясняется тем, что наряду с организационными проблемами, возникающими при эксплуатации данной технологии, имеют место следующие недостатки. Так, имеет место довольно значительный временной разрыв в 5-6 месяцев и более между моментом бурения глубоких скважин и переходом горных работ на нижележащий горизонт. Вторым, пожалуй, более существенным недостатком является то, что при взрыве дополнительного скважинного заряда в нижележащем массиве рабочего уступа образуется зона разрыхления, что создает некоторые неудобства при проектировании рациональной сети взрывных скважин и их размещении в уступе. Во всяком случае, такая аварийная ситуация однажды имела место на карьере Михайловского ГОКа, что произошло вследствие несогласованности действия проектной и маркшейдерской служб.

Специалистами МГОКа реализованы на практике различные технологические варианты буровзрывных работ, в которых, за счет целенаправленного развития горных работ, создаются условия для понижения уровня воды во взрывных скважинах [13]. Экспериментально доказано наличие эффекта взрывного разупрочнения рабочего уступа, что приводит к повышению стойкости шарошечных долот, а также к практически полному осушению пород рабочего уступа.

Большим достоинством данного технического решения, по сравнению с технологией взрыва глубоких скважин, описанной выше, является то, что эффект осушения уступа реализуется через короткое время и на этом же разрабатываемом горизонте.

Авторами работы [14] разработан новый технологический вариант БВР, обеспечивающий предварительное осушение рабочих уступов, который обладает существенными преимуществами по сравнению с вариантами, описанными выше. Главная идея заключается в осушении подготовленного к взрывной отбойке рабочего уступа в привязке к базовой комбинированной технологии шарошечного бурения и термического расширения взрывных скважин. В разработанном технологическом варианте, представленном на рис. 3, предусматривается предварительное шарошечное бурение скважин глубиной 30 м, которые размещают в узлах по проектной сетке взрывных скважин. Затем верхнюю часть глубоких скважин расширяют термическим способом по проекту паспорта формирования котловых зарядов.

Образующиеся в процессе термического расширения скважины продукты разрушения заполняют нижнюю часть глубокой скважины, а излишние продукты разрушения выносятся на поверхность уступа при продувке скважины.

Наконец, после формирования глубоких скважин с термическим расширением заряжаемой части, осуществляют шарошечное бурение и термическое расширение остальных скважин. В процессе буровых работ, на которые уходит, как правило, более двух недель, происходит постепенное осушение пород рабочего уступа и к моменту заряжания скважин уровень воды в скважинах уменьшается вплоть до полного осушения.

Авторами работы [15] разработана и изготовлена осушающая зарядная машина, включающая осушающую установку, смонтированную на шасси серийной зарядной машины. Осушение осуществляется путем вытеснения воды из скважин при помощи выхлопных газов двигателя автомобиля и поверхностно-активного вещества, подаваемых под столб воды по двум радиально расположенным шлангам.

Указанная выше осушающая зарядная машина снабжена также устройством для заряжания неводоустойчивых промышленных ВВ в полиэтиленовом рукаве, позволяющим производить проточку в обводненных скважинах. В рассматриваемой технологии водопонижающие скважины осуществляют фильтрационный перепуск безнапорной воды в направлении дренажного комплекса карьера. Естественно, что достижение положительного эффекта возможно только в том случае, если времени на процесс осушения достаточно при фактической фильтрационной способности породного массива. В тех случаях, когда приемистость водопонижающей скважины мала, имеет смысл осуществить взрывание под столбом воды небольших зарядов ВВ с целью увеличения проницаемости массива. Несомненным достоинством данного технического решения является то, что реализуется осушение рабочего уступа, подготавливаемого к взрыву, что с точки зрения экономической отдачи от вложенных средств на дополнительное бурение глубоких скважин превосходит все известные варианты.

Вместе с тем преимуществом является повышение эффективности при разработке не только верхнего рабочего горизонта, но и нижележащего, в котором происходит осушение массива в течение длительного времени, предшествующему плановому перемещению горных работ с верхнего горизонта на нижний горизонт.

Авторами работы [16] предложен способ ведения взрывных работ на обводненных блоках за счет повышения энергоемкости взрыва при увеличении удельного расхода ЭВВ в сравнении с типовым в 1,3-1,5 раза. Обеспечению данного удельного расхода взрывчатых веществ позволяет заполнение трещин вокруг скважин ЭВВ, которое, взрываясь вместе с основным зарядом, действует не только на сжатие, но и на разрыв, улучшая качество измельчения массива. Повышению энергоемкости способствует и гидроудар при взрыве ЭВВ. Повышенная энергоемкость взрыва блока обеспечивает кратковременное осушение района ведения горных работ на блоке и дает возможность произвести следующий цикл его отработки. При этом установлено, что при бурении осушенных блоков проходка на долото увеличивается на 25-30%, а производительность станка СБШ-250 МН на 8-10%.

Анализ ранее проведенных работ показывает, что на многих отечественных и зарубежных карьерах широкое распространение получили комбинированные заряды с использованием в обводненной части скважины ВВ высокой водоустойчивости, таких как гранулол, алюмотол и граммонит 30/70.

Основным недостатком данной конструкции комбинированных скважинных зарядов является большой расход дорогостоящих водоустойчивых ВВ вследствие необходимости заполнения ими обводненной части скважины до полного совмещения уровня воды и ВВ. В сильнотрещиноватых породах при наличии постоянного для данного участка уровня грунтовых вод, который при засыпке в скважину гранул ВВ практически не поднимается, совмещение уровней ВВ и воды происходит при достижении колонкой заряда первоначального уровня воды в скважине.

С целью сокращения расхода дорогостоящих водоустойчивых ВВ разработана конструкция комбинированного «плавающего» скважинного заряда с водным промежутком. В отличие от известной конструкции водоустойчивое ВВ засыпаются в скважину в значительно меньшем объеме с таким расчетом, чтобы над колонкой заряда из водоустойчивого ВВ оставался столб воды определенной высоты. Неводоустойчивое ВВ ограждается от оставленного столба воды поплавком из легкого материала пенополистирола ПСБ.

Эффективность от внедрения описанной конструкции заряда получается за счет частичной замены дорогостоящих водоустойчивых ВВ неводоустойчивыми, а также за счет взрыва гидростатического эффекта в колонке воды.

Список литературы:

- 1.Повышение эффективности буровзрывных работ на обводненных горизонтах карьера ИнГОКа / Ефремов Э.И., Джос В.Ф., Рябов П.А. и др. // Горный журнал. – М., 1976. – № 2.
- 2.Управление разрушением при взрывной отбойке трудновзрываеваемых и обводненных горных пород / Федоренко А.П., Пашков П.И., Черконос О.А. и др.// Металлургическая и горнорудная промышленность. – М., 1994. – №1.
- 3.Сеинов Н.П., Валиев Б.С. Технология заряжания обводненных скважин неводоустойчивыми взрывчатыми веществами // – В кн.: Взрывное дело. – № 89/46. – М., Недра, 1986. – С. 204-215.
- 4.Тимошин И.В. Повышение эффективности ведения взрывных работ на разрезах Южного Кузбаса // Промышленная безопасность и эффективность новых технологий в горном деле: Сб. мат. Межд. конф. «Горное дело – 2000» / – М.: изд. МГТИ, 2001. – С. 486-493.
- 5.Викторов С.Д., Демченко Н.Г., Франтов А.Е., Бродский Ю.А., Файнштейн А.М. Способ гидроизоляции взрывных скважин // Сб. Взрывное дело. Отд. вып. ГИАБ. – М.: изд. «Мир горной книги», 2007. – С. 394-399.
- 6.Толкушев А.Г., Нысанбаев М.Е., Ситников К. и др. Заряжание обводненных скважин неводоустойчивыми ВВ на Соколовско-Сарбайском ГОКе // Горный журнал. – М., 1978. – № 10.
- 7.Реклам. листок, 10-й семинар «Высокие технологии». – США, 2001.
- 8.Курузов Б.Н. Взрывные работы. – М.: Недра, 1980.
- 9.Патент № 60642А. Устройство для откачки воды из скважины / А.В. Пономарев, Э.И. Ефремов, В.В. Баранник и др. // Бюл. изобр. – № 10. – Украина, 2003.
- 10.Каркашадзе Г.Г. Технология буровзрывных работ с предварительным осушением рабочих уступов на карьерах // Промышленная безопасность и эффективность новых технологий в горном деле: Сб. мат. Межд. конф. «Горное дело - 2000» / – М.: изд. МГТИ, 2001. – С. 463-475.
- 11.А.с. № 1071018. Приоритет 1982 г. / Сомкин М.И., Беломоин С.В., Боголюбов А.А., Гончаров С.А., Каркашадзе Г.Г.
- 12.Патент РФ № 1343930. Приоритет 1985 г. / Мочалов В.И., Коломеец В.В., Гончаров С.А., Каркашадзе Г.Г., Гольдис Л.Д.
- 13.Гончаров С.А., Каркашадзе Г.Г., Коломеец В.В., Мочалов В.И., Клейн А.И. Технология буровзрывных с предварительным взрывным разупрочнением массива // Горный журнал. – М., 1992. – № 7. – С. 31-33.
- 14.Ольферт П.П., Тангаев И.А., Городецкий С.В. Совершенствование технологии заряжания обводненных взрывных скважин на карьерах // Научно-техническое совещание «Совершенствование буровзрывных работ в народном хозяйстве». – Губкин, 27-29 сентября 1988 г. – С. 55.
- 15.Кушнарев Д.М., Миндели Э.О., Авдеев А.Ф. Справочник по взрывным работам в мелиоративном и водохозяйственном строительстве. – М.: Недра, 1985. – 446 с.
- 16.Норов Ю.Д., Бибики И.П., Норматова М.Ж., Уринов Ш.К. Технология формирования скважинных зарядов при дроблении горного массива в обводненных условиях // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2012. – № 4. – С. 31-33.

УДК 622.235.5:626.822.001.57

© Уринов Ш.Р., Эгамбердиев О.М. 2013 г.

МЕТОДИКА ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ДЕЙСТВИЯ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА

Уринов Ш.Р., доцент кафедры «Автоматизация и управление технологическими процессами и производством» НГГИ, канд. техн. наук; Эгамбердиев О.М. магистр НГГИ

Gruntlarni irg'itishga mo'ljallangan uzaytirilgan o'yiqlik konturidan olingan tuproq bilan to'ldirilgan transheyali zaryadlarning portlanish jarayonini o'rganish uchun fizik modellashirish bo'yicha metodika ishlab chiqildi va o'yiqlarning geometrik o'lchamlari, zaryadlarning joylashish chuqurligiga, gruntlarning namlik darajasiga bog'liqlik qonuniyati o'rganildi.

In order to determine the dimensions of the cross section at various depths of laying explosive charge, adjustable angles embankment soil in varying mass of soil moisture, has been developed the methods of physical modeling activities trench ejection charge, which was based on physical modeling of the blast embankment trench charge by the ground, extracted in the loop section of the recess.

В основу методики физического моделирования действия траншейных зарядов выброса положено физическое моделирование действия взрыва обвалованного траншейного заряда ВВ грунтом, извлекаемым в контуре сечения выемки с целью определения размеров сечения при различных глубинах заложения заряда ВВ, регулируемой углами обваловки грунта, а также в различной массовой влажности грунта.

С помощью известных методов [1-5] определены физические свойства моделирующих грунтов, средние значения которых приведены в табл. 1.

Физические показатели грунтов определялись термостатно-весовым методом, где $g_{ск}$ – объемная масса скелета; g_0 – объемная масса грунта; g – массовая влажность грунта; a – содержание воздуха в грунте.

Таблица 1

Физико-механические свойства грунтов

Наименование грунта	Глубина отбора, м	Объемная масса скелета, $g_{ск}$ $10^3, kg/m^3$	Объемная Масса, g_0 $10^3, kg/m^3$	Массовая влажность, g , %	Содержание воздуха, a , %	Категории грунта по СНиПу
Песок	0,5	1,29	1,75	4,7	19,0	I
Глина	2,0	1,78	1,92	17,6	27,0	II
Суглинок	3,5	1,96	2,05	33,5	4,5	III

Гранулометрический состав грунта следующий: частицы с диаметром 1-0,5; 0,5-0,25; 0,25-0,1; 0,1-0,05 мм составляют соответственно 0,2; 4,0; 61,6; 23,3 и 10,9%.

Основные параметры траншейных зарядов ВВ на выброс в натурных условиях приведены в табл. 2. Экспериментальные исследования проводились по методике [6].

Проходка траншеи для закладки ВВ на выброс в полигонных условиях осуществлялась механическим способом, разработанным нами устройством на базе

30 и 40°, за счет чего глубины заложения траншейных зарядов ВВ составили соответственно 2,6; 3,4; 4,2; 5,0 и 5,8 м.

Подрыв подготовленных траншейных зарядов ВВ производился электродетонаторами с использованием взрывной машинки марки КПМ-1А.

После проведения каждого взрыва производились маркшейдерские замеры с целью определения размеров сечения выемки.

Обработка результатов экспериментальных исследований действия обвалованного грунтом траншейного заряда ВВ производилась по методикам [7-9].

При этом необходимое число экспериментов устанавливалось статистическим путем по величине коэффициента вариации - $K_{вар}$, допускаемой ошибки - $K_{доп}$ и задаваемой надежности - P .

Число экспериментов определяется по формуле:

$$n = t^2 \frac{K_{вар}^2}{K_{доп}^2}, \quad (1)$$

где t - нормированное отклонение, зависящее от задаваемой надежности P .

Для научно-исследовательских работ рекомендуются значения $P=0,9$, $K_{доп}=5-10\%$.

Величина $K_{вар}$ устанавливается путем статистической обработки экспериментальных данных по формуле:

$$K_{вар} = \frac{\sigma}{M} 100\%; \quad (2)$$

где s - среднее квадратическое отклонение;

M - математическое ожидание результатов измерения.

$$\sigma = \sqrt{\frac{\sum (X_i - M)^2}{n-1}}; \quad M = \frac{\sum X_i}{n}, \quad (3)$$

где X_i - отдельные результаты измерения;

n - число экспериментов.

При значении коэффициента вариации $K_{вар}$, лежащего в пределах $K_{доп}=5-10\%$, получены значения $n=3-4$ - число экспериментов для каждой точки наблюдения.

Таблица 2
Основные параметры траншейных зарядов выброса

Участок взрыва ПКПК	Глубина выемки, м	Ширина выемки, м		Проектный объем, m^3	Расчетный уд. расход ВВ, kg/m^3	Общий расход заряда ВВ, kg
		по дну	по верху			
88,89	3,13	40	58,7	15497	3,75	58114
89,90	3,35	40	60,1	16798	3,75	62993
90,91	3,28	40	59,7	16288	3,75	61080
91,92	3,24	40	59,4	15932	3,75	59745
92,93	3,13	40	58,7	15459	3,75	57971
93,94	3,05	40	58,3	15020	3,75	56325
94,95	2,97	40	57,8	14585	3,75	54694
95,96	2,87	40	57,2	13924	3,75	52215
96,97	2,70	40	56,2	12906	3,75	48398

электрической пилы «Дружба», устанавливаемой на основе бульдозера марки ДТ-75.

Ширину бара, которым производится проходка траншеи, можно отрегулировать в соответствии с требуемой шириной траншеи от 0,4 до 0,12 м и глубиной траншеи до 0,7 м.

В качестве заряда ВВ использовался патронированный аммонит № 6 ЖВ. Удельный расход ВВ составил $3 kg/m^3$. Ширина осевой воздушной полости траншейного заряда выброса во всех экспериментах составил 0,1, 0,15, 0,20, 0,25, 0,30 и 0,35 м.

Заряд ВВ готовился из четырех нитей детонирующего шнура марки ДШЭ-12, длиной 1,3 м. Причем для исключения влияния торцов заряда на геометрические размеры выемок, детонирующий шнур выводился на земную поверхность в начале и конце взрываемого участка. Длина зарядной траншеи равна 1 м.

Список литературы:

1. Ломтадзе В.Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород. Ленинград: Недра, 1972, 312 с.
2. Кусов Н.Ф., Мохначев М.П., Норев Ю.Д. Прочность горных пород при сжатии в условиях пульсирующего нагружения. Новосибирск: ФТПРПИ, 1985. С. 108-109.
3. А.с. 899943 (СССР), Е21С39/00. Устройства для измерения давления в грунте /В.В.Гуров, Ю.В.Суворов и др. Оpubл. в Б.И., 1982. №3.
4. Eliot S.E., Willey B.F. Compressional velocities of partially saturated unconsolidated sands. Geophysics, v. 40, N 6, 1975. P. 949-954.
5. Gilman J. Dislocation dynamics and the response of materials. J. Applied Mechanics Revue, v. 21, N 8, 1968. P. 767-783.
6. Ильницкая Е.И., Тедер Р.И., Ватопин Е.С. и др. Свойства горных пород и методы их определения. М.: Недра, 1969. С. 85-86.
7. А.с. 344129 (СССР). Стенд для статистического и динамического нагружения модели /Кацавалов К.Х., Славин О.К. Черкова Н.П. Заявл. 07.06.71, №1667007/22-3. Оpubл. в БИ, 1972, №21.
8. Норев Ю.Д., Раимжанов Б.Р., Тураев А.С., Носиров У.Ф., Махмудов А.М., Шарипов Э.А. Методика моделирования действия взрыва обвалованного грунтом траншейного заряда взрывчатых веществ на выброс. Ташкент, //ДАН Республики Узбекистан. № 7. 1997. С. 38-41.
9. Методическое руководство по применению программ обработки данных на ЭЦВМ. М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1985. 53 с.

УДК 622.349.5: 622.234.42/44

© Аликулов Ш.Ш. 2013 г.

ОСОБЕННОСТИ ФИЛЬТРАЦИИ РАСТВОРОВ ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ НА ГРАНИЦЕ ТВЕРДОЕ ТЕЛО - ЖИДКОСТЬ

Аликулов Ш.Ш., ст. преподаватель кафедры «Техника и технология добычи, переработки руд редких и радиоактивных металлов» НГГИ

Yer osti usulida (PIB) uranni ishqorlab olishning geologik-gidrogeologik tadqiqotlarida filtrlash sxemasi foidali qazilma qatlamlarining qalinligiga va uning strukturasi bog'liqdir. Yer osti ishqorlash usulida gidrodinamik sharoitlarni yuqori darajada saqlab turishning asosiy talablaridan biri «qattiq jins-suyuqlik» orasidagi suvning fizik halatini boshqaruvchi, gidrant shaklida bo'lib uning devoriga yopishgan mikroqobiq struktura (GPSM) orqali amalga oshirilib qobiq yer osti ishqorlash jarayonini boshqaradi.

Analysis of geological, hydrogeological factors and technological indicators (PV) uranium allowed to use a filter to apply anisotropy ore leach circuit filter the useful component of the complex structure of the ore bodies in their natural occurrence as the most cost-effective. The main requirement of this technology is the creation of hydrodynamic conditions to ensure high filtration pressure gradients leaching reagent in the ore-bearing massif and the required density of feed blocks in (PV) solutions, taking into account physical and chemical processes occurring at the interface in(GPSM).

Молекулы воды, благодаря своей высокой начальной подвижности, заполняют энергетические потенциальные минимумы, располагающиеся на поверхности минеральной фазы, существенно теряя при этом уровень подвижности. Трансляционные переходы становятся упорядоченными, как у твердого тела, приобретают сдвиговую прочность. Такое особое физическое состояние воды на границе твердое тело - жидкость названо авторами гидратным пристеночным структурированным микрослоем (ГПСМ), в объеме которого и происходят, в первую очередь, все процессы, связанные с выщелачиванием минеральной фазы.

Определяя ход процесса выщелачивания и контролируя его интенсивность через условия гидрогеохимической среды, ГПСМ и в природных (естественных) и в технологических условиях становится геотехнологическим фактором.

Анализ геологических, гидрогеологических факторов и технологических показателей ПВ урана позволил использовать фильтрационную анизотропию руд для применения фильтрационной схемы выщелачивания полезного компонента из сложноструктурных рудных тел в их естественном залегании как наиболее рентабельную. Основным требованием такой техно-

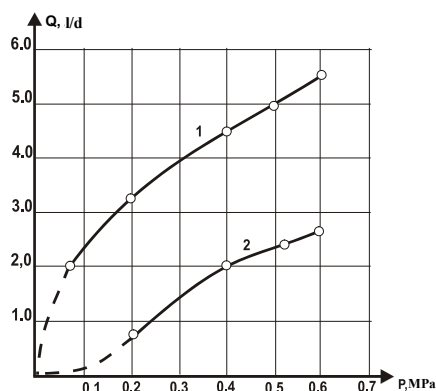


Рис. 1. Зависимость приемистости (Q) скважин нагнетательного ряда от давления нагнетания растворов (P) в рудоносных породах порово-трещинной (1) и поровой (2) фильтрации

гии является создание гидродинамических условий для обеспечения высоких напорных градиентов фильтрации выщелачивающего реагента в рудоносном массиве и необходимой плотности подачи в блоки ПВ растворов с учетом физико-химических процессов, протекающих на границе раздела фаз в ГПСМ [1-2].

Технология подземного выщелачивания реализуется через скважины, пробуренные из горных выработок. Особенности фильтрации растворов в глинистых песчаниках отложений характеризуют зависимости $Q = f(P)$ (рис. 1), которые показывают, что не все их интервалы соответствуют линейному закону фильтрации.

Для выявления характера движения растворов при различных величинах нагнетания представлены графические зависимости удельной приемистости $q = \frac{Q}{P}$ от значений P для эксплуатационных участков с различными условиями порово-трещинной фильтрации и расположения нагнетательных скважин относительно напластованию рудоносных пород (рис. 2). Из графической зависимости $q = f(P)$ (рис. 2) следует, что на участках плотных глинистых песчаников, обладающих микротрещиноватостью, фиксируется режим нагнетания растворов с начальным градиентом (I_n). Удельный дебит в таких породах с увеличением нагнетания уменьшается, т.е. графики $q = f(P)$ характеризуются наличием отрезков вогнутых кривых, наклоненных под некоторым углом к горизонтальной оси давлений (напоров). Следует отметить, что в связи с несовершенством нагнетательной системы (ряды скважин) и возникновения дополнительного сопротивления в при-скважинной зоне, зависящего от степени искривления потока, формы кривых дебита могут быть разнообразными. Поэтому для обоснования нарушения линейного закона фильтрации использовалось аналитическое уравнение Прони, Форхгеймера, характеризующее зависимость между гидравлическим градиентом (I) и скоростью фильтрации (V) для совершенной нагнетательной щели:

$$I = aV + bV^2, \quad (1)$$

преобразованное нами к виду:

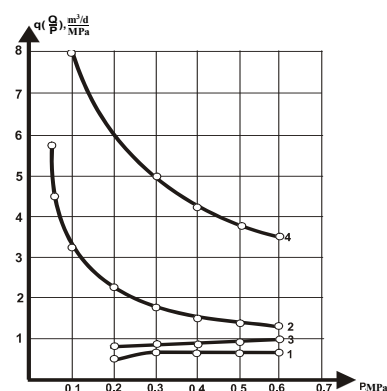


Рис. 2. Зависимость удельной приемистости скважин (q) от давления нагнетания (P): 1-руды порово-трещинной фильтрации; 2-руды поровой фильтрации; 3-приемистость скважин верхнего нагнетательного ряда; 4-приемистость скважин нижнего дренажного ряда

$$P = aQ + bQ^2, \quad (2)$$

где a и b – эмпирические коэффициенты.

Из зависимостей $P/Q = f(Q)$ для нагнетательных систем, расположенных в различных по трещиноватости рудоносных породах, следует, что при давлениях нагнетания до определенной фиксированной величины (0,35 МПа) движение растворов подчиняется линейному (ламинарному) закону ($P = a \times Q$). При увеличении давления нагнетания выше определенной величины на участках, с выраженной трещиноватостью, проявляется турбулентный режим фильтрации растворов ($P = b \times Q^2$). Величина P/Q , характеризующая гидравлическое сопротивление порово-трещинной среды, свидетельствует, что турбулентный режим движения жидкости приводит к увеличению суммарных гидравлических сопротивлений и, таким образом, количественно снижает показатели приемистости продуктивного пласта.

На участках с явно выраженной поровой фильтрацией в интервале нагнетания растворов до 0,6 МПа формировался ламинарный режим движения жидкости, дополнительный рост фильтрационного сопротивления отсутствовал, т.к. увеличение порозности происходило, в основном, за счет превышения начального напряжения сдвига для ГПСМ. Турбулентность режима движения жидкости проявляется также на зависимостях - $V = f(I)$; $I/V = f(V)$ и $I/V = f(I)$. Оценка роли ГПСМ в формировании режимов движения жидкости в порово-трещинном массиве пород выполнена на основе аналитических исследований с учетом истинных расходно-напорных параметров продуктивного потока. С точки зрения движения растворов по рудоносным породам в естественном залегании преобладающее влияние оказывают вязко-пластичные свойства этих растворов и физические свойства ГПСМ в порово-трещинных каналах. Именно возрастание гидравлического сопротивления поровой среды породного массива за счет увеличения толщины ГПСМ (при малых скоростях фильтрации) или его удаление, «отрыв» за

счет увеличения скорости, ведет к нарушению линейного закона фильтрации Дарси. Возникновение сопротивления порового пространства связано только с началом движения раствора по пласту. Повышение гидравлического сопротивления и изыскание возможности (или невозможности) его преодоления должно оцениваться не только значениями коэффициента фильтрации или проницаемости, но и всей совокупностью физических, геометрических и геохимических условий протекания процесса выщелачивания с учетом образования и условий существования ГПСМ в объеме порово-трещинной среды. Таким образом, потери напора потока (сопротивление поровой среды рудовмещающих пород продуктивному потоку) при фильтрации длиной L можно представить следующим образом:

$$\Delta H = \lambda_{\text{кан}} \cdot \frac{L}{d_{\text{кан}}} \cdot \frac{V_{\text{кан}}}{2q} \cdot \frac{\rho_n}{\rho_o} \cdot K, \quad (3)$$

где ΔH – гидравлическое сопротивление рудовмещающих пород с длиной пути фильтрации L (в частном случае этот показатель является расстоянием между технологическими скважинами), м;

L – длина пути фильтрации, м;

$d_{\text{кан}}$ – усредненный гидравлический диаметр криволинейных каналов в рудовмещающих породах, м;

$V_{\text{кан}}$ – действительная скорость в поровом канале, м/с;

$\lambda_{\text{кан}}$ – коэффициент гидравлического сопротивления порового канала;

ρ_n, ρ_o – соответственно плотность продуктивного раствора и воды, kg/m^3 ;

K – коэффициент, характеризующий наличие глинистого цемента в песчаниках, равен 1,1 – 1,15.

Анализ данного выражения показывает, что параметры рудовмещающих пород и геометрические характеристики поровых фильтрационных каналов сложно определить прямыми методами измерений. Поэтому искомое выражение преобразуем таким образом, чтобы величины, входящие в него определялись прямыми методами, т.е. непосредственными замерами. Гидравлический диаметр фильтрационного порового канала можно выразить через диаметр зерна твердого, слагающего рудный массив и пористость:

$$d_{\text{кан}} = \frac{2}{3} d_T \frac{n}{1-n}, \quad (4)$$

где d_T – диаметр зерна твердого (может приниматься усредненный по известным методикам усреднения), м;

n – пористость, д.ед.

Коэффициент гидравлического сопротивления порового канала представим по структуре Эргуна Н.:

$$\lambda_{\text{кан}} = \frac{133}{\text{Re}_{\text{кан}}} + 2,34, \quad (5)$$

где $\text{Re}_{\text{кан}}$ – число Рейнольдса для порового канала:

$$\text{Re}_{\text{кан}} = \frac{V_{\text{кан}} \cdot d_{\text{кан}}}{\nu}$$

С учетом выражения (4) число Рейнольдса для порового канала может быть представлено через параметры реально измеряемых величин: диаметра зерна твердого, слагаемого рудовмещающие породы и скорости фильтрации в формуле Дарси (V):

$$\text{Re}_{\text{кан}} = \frac{2}{3} \cdot \frac{\varphi}{1-n} \cdot \text{Re}, \quad (6)$$

где $\text{Re} = \frac{V \cdot d_T}{\nu}$;

ν – кинематическая вязкость продуктивного раствора, м²/с;

j – коэффициент, характеризующий форму твердых частиц породного скелета – равен 0,8 для шарообразных и 0,4 для пластинчатых.

Выполнив преобразования получим:

- коэффициент ламинарной фильтрации:

$$k_n = \frac{n^3 \cdot d_T^2 \cdot \varphi^2 g}{(1-n)^2 \cdot 150 \cdot \nu} \cdot \frac{\rho_o}{\rho_n}; \quad (7)$$

- коэффициент турбулентной фильтрации:

$$k_T = \sqrt{\frac{n^3 \cdot d_T \varphi g}{(1-n) \cdot 1,75 \cdot 2}} \cdot \frac{\rho_o}{\rho_n}. \quad (8)$$

Из анализа структуры коэффициента фильтрации для ламинарного режима следует, что он характеризует не только размер порового пространства рудовмещающих пород (диаметром d_T и структурностью расположения зерен через параметр n), но и свойства перемещаемого продуктивного раствора (кинематическая вязкость ν и плотность ρ_n раствора). В настоящее время имеется достаточное количество исследований, где установлено, что между ньютоновскими жидкостями (которые начинают двигаться при приложении к ним какой угодно малой внешней силы) и твердыми телами существует множество промежуточных типов, так называемых аномальных тел, которые при различных условиях внешнего на них воздействия могут вести себя и как жидкости (т.е. течь), и как твердые тела (двигаться с одинаковой скоростью всем своим объемом, не сдвигаясь слоями). К таким аномальным жидкостям относится и пристеночный слой при достаточно малых скоростях фильтрации. Это может иметь место как при фильтрации по мелкозернистым песчаникам, так и по крупнозернистым с глинистым цементом, но с возникновением и увеличением мощности этого слоя (в процессе выщелачивания) на стенках порово-трещинных каналов.

При статическом состоянии под влиянием взаимодействия раствора реагента и выщелачиваемых минералов в этой системе образуется ГПСМ с высокой плотностью. Это приводит к уменьшению сечения порово-трещинных каналов, увеличению гидравлических сопротивлений рудовмещающего массива и, как следствие, уменьшению действительной (истинной) фильтрационной скорости в канале. Вследствие этого ГПСМ по своим свойствам напоминает пластичное

тело, которое обладает определенной величиной упругих деформаций и занимает промежуточное положение между телами твердыми и жидкими.

Величиной, характеризующей прочность ГПСМ продуктивного раствора, является величина того касательного напряжения (t_0), при котором искомый слой выводится из состояния равновесия и начинает двигаться.

В аналитических исследованиях мы исходили из того, что градиент напора не является силовым параметром (а метрическим). Физически верно называть этот параметр градиентом давления с учетом площади приложения этой силы.

Таким образом, искомый градиент, умноженный на площадь поперечного сечения порового канала, создает действующую силу, которая определяет движение (или статическое состояние) слоев продуктивного раствора относительно друг друга. Появлению движения препятствует возникновение двух видов внутренних сил трения в жидкости.

Качественной характеристикой этих сил является вязкость, а количественной – суммарное сопротивление движению структурной (t) и молекулярной вязкости.

Исходя из подобия сил, действующих в ГПСМ и во всем поперечном сечении потока, имеем следующее соотношение:

$$\frac{\tau_{\max}}{\tau_0} = \frac{R}{R - r_0}, \quad (9)$$

где t_0 – начальное касательное напряжение сдвига ГПСМ, н/м²;

$t_{\max}$ – максимальное касательное напряжение в движущихся слоях продуктивного раствора, н/м².

Толщину ГПСМ определяет:

$$\delta = R - r_0, \quad (10)$$

или

$$\delta = R \cdot \frac{\tau_0}{\tau_{\max}}. \quad (11)$$

Баланс сил внешнего давления ($F = \Delta P \cdot \pi R^2$) на ГПСМ в поровом канале и сил внутреннего вязкостного трения в жидкости ($F = \tau_{\max} \cdot 2\pi R \cdot L$) приводит к уравнению:

$$\tau_{\max} = \frac{\Delta P \cdot R}{L}, \quad (12)$$

Тогда начальное сдвиговое напряжение ГПСМ:

$$\tau_0 = \frac{\rho_n \cdot g \cdot \delta}{2} \cdot \frac{\Delta H}{L}, \quad (13)$$

или

$$\tau_0 = \frac{\rho_n \cdot g \cdot \delta}{2} \cdot I_H, \quad (14)$$

что соответствует полученным практическим результатам для обоснования параметров гидродинамического режима выщелачивания урана из глинистых руд в естественном залегании.

Список литературы:

1. Добыча урана методом подземного выщелачивания // Мамилев В.А., Петров Р.П., Водолазов Л.И., Кротков В.В., Лобанов Д.П., Нестеров Ю.А. и др. – М.: Атомиздат, 1980.
2. Ребиндер П.А., Усаков М.М., Зинченко К.Е. Поверхностные явления в процессах фильтрации.- докл. АН СССР, 1940, т.28.

ВЗАИМОСВЯЗЬ КОНСТРУКЦИИ РАБОЧЕГО БОРТА КАРЬЕРА С ПРОИЗВОДИТЕЛЬНОСТЬЮ ЭКСКАВАТОРНО-АВТОМОБИЛЬНОГО КОМПЛЕКСА

Пастихин Д.В., доцент кафедры «Технология, механизация и организация открытых горных работ» МГГИ, канд. техн. наук; Толипов Н.У., ассистент кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук; Заиров Ш.Ш., и. о. доцента кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук

Ekskovator-avtomobil kompleksining maksimal mehnat unumdorligi karer ishchi bortining qiyalik burchagi va har xil ko'rinishdaga ishchi maydonining konstruksiyasiga bog'liqlik qonuniyati keltirilgan. Kompleksining aktiv va passiv zaxiralar orasidagi tug'ri proporsionallik bog'lanish mavjudligi aniqlandi.

For different angles of obliquity the loading face of the career and the combination of different types of sites may be different design desktop board for maximum performance excavator-automobile complex. There is a direct proportional relationship between the number of active and passive reserves and performance excavator-automobile complex.

В современных условиях отработки месторождений полезных ископаемых открытым способом глубина многих карьеров, в которых применяется экскаваторно-автомобильный комплекс, превышает 500 м. Это не предел, так как уже существуют проекты разработки месторождений полезных ископаемых открытым способом до глубины 1000 и более м. При ведении горных работ в карьерах с такими глубинами количество факторов, которые оказывают влияние на технико-экономические показатели работы экскаваторно-автомобильного комплекса, существенно возрастает, причем наиболее значительным из них является рост текущих объемов вскрышных работ, необходимый для поддержания постоянного объема добычи полезного ископаемого. На многих карьерах из-за не обоснованного сокращения текущих объемов вскрышных работ угол наклона рабочего борта карьера существенно увеличился, что привело к сокращению ширины площадок на рабочих горизонтах и недостатку готовых к выемке запасов горной массы на уступах карьера.

Очевидно, что ухудшение условий работы экскаваторно-автомобильного комплекса не могло не отразиться на его производительности, однако применяемые на сегодняшний день в практике планирования открытых горных работ и проектирования карьеров нормативы и методики в полной мере этого не учитывают, что приводит к ошибкам на стадии текущего планирования.

Следует отметить, что выполненные ранее исследования в данной области базировались в основном на оптимизации рабочей зоны, а не на том, как наиболее эффективно работать в уже сложившихся условиях. Кроме этого, существующие параметры и показатели работы карьера не позволяют в достаточной степени оценивать конструкцию рабочего борта карьера (чередование и ширина берм различного назначения), роль которой в этом случае, несомненно, должна возрастать. Согласно теории и практике открытой разработки месторождений полезных ископаемых при углублении карьера ухудшаются горно-геологические и горнотехнические условия эксплуатации. Тем не менее, средняя глубина эксплуатируемых карьеров неуклонно возрастает, а доля открытых горных работ в мире составляет более 70% от общей добычи полезных ископаемых. Для установления взаимосвязи между конструкцией рабочего борта карьера и производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса создана математическая модель рабочего борта глубокого карьера. Модель описывает рабочий борт карьера, состоящий из 3 добычных и 13 вскрышных уступов. Общая длина фронта работ составляет 40,2 km. На

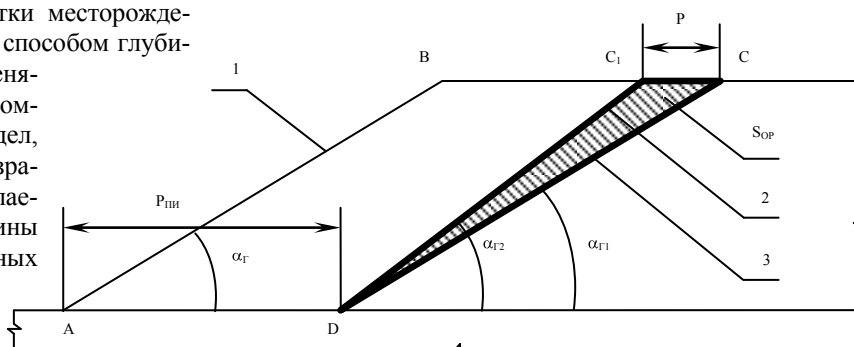


Рис. 1. Схема к определению положения и угла наклона рабочего борта карьера: Р - отставание перемещения фронта горных работ по кровле вскрышной толщи; Р_{ПИ} - перемещение фронта работ по полезному ископаемому; S_{оп} - площадь отставания вскрышных работ от плана; α_{Г1}, α_{Г2} - угол наклона борта карьера при невыполнении и плановом выполнении объемов горных работ; 1, 2, 3 - начальные и конечные положения борта карьера, соответственно, при невыполнении и плановом выполнении объемов вскрышных работ

долю добычного фронта приходится 7,2 km. Отработка участка борта карьера ведется с использованием экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования. В добычной зоне выемка полезного ископаемого осуществляется тремя экскаваторами ЭКГ-15. Работы во вскрышной зоне выполняют 12 экскаваторов ЭКГ-20. Плановый годовой объем добычи полезного ископаемого 6480 тыс. м³. Коэффициент вскрыши 5 м³/м³, что соответствует извлечению 32400 тыс. м³ вскрышных пород (табл. 1, 2, рис. 1 - 3).

Для определения производительности комплекса оборудования введено понятие расчетной (базовой) производительности, которая соответствует оптимальным условиям работы. В качестве оптимальных условий работы принята рабочая площадка нормативной ширины. Уменьшение ширины площадки относительно нормативной рабочей площадки ведет к снижению производительности экскаваторно-автомобильного комплекса. Созданная модель позволяет имитировать различные сценарии развития горных работ и изменения конструкции рабочего борта карьера.

Таблица 1

Варианты конструкции рабочего борта карьера

Конструкция борта карьера *	Варианты конструкции борта разреза при ширине площадок			
	50 m		40 m	
	20 m	0 m	20 m	0 m
3	3.20.50.	3.0.50.	3.20.40.	3.0.40.
2	2.20.50.	2.0.50.	2.20.40.	2.0.40.
23	23.20.50	23.0.50.	23.20.40	--

*) Цифры в колонке указывают на последовательность и очередность горизонтов, на которых размер площадки уменьшен до 20 m или до 0

Таблица 2

Характеристика вариантов конструкции борта разреза

Вариант	Отставание вскрыши, тыс. м ³	Подготовленные объемы горной массы для выемки			Средний размер площадки на уступе, м		Наклон борта, град.
		п.и., тыс. м ³	вскрыша, тыс. м ³	всего, тыс. м ³	добыча	вскрыша	
Базовый	0	54000	113784	167784	50,0	50,0	15,9
3.20.50	56700	39960	87324	127284	40,0	40,2	19,2
2.20.50	71064	32400	70368	102768	40,0	35,1	20,9
3.0.50	94500	30600	69684	100284	33,3	33,6	22,1
3.20.40	88440	29520	64704	94224	40,0	33,5	22,1
2.20.40	98868	25560	58350	83910	40,0	30,1	23,6
23.20.50	107370	24840	55914	80754	30,0	30,2	24,0
2.0.50	118440	18000	41424	59424	33,3	25,2	26,1
23.20.40	122220	19440	43764	63204	26,7	26,8	26,1
3.0.40	126240	20160	47064	67224	33,3	26,9	26,1
2.0.40	145392	10080	24456	34536	26,7	20,2	30,3
23.0.50	178950	5400	17334	22734	16,7	17,0	35,2
Конечный	183468	0	0	0	10,0	14,9	38,7

Рассмотрим подробнее моделирование и его результаты по сценарию, согласно которому необходимо выполнять плановый (фиксированный) объем добычи полезного ископаемого, при этом в случае низкой производительности вскрышного оборудования невыполнение объемов вскрышных работ приводит к выкручиванию угла наклона рабочего борта карьера. Принципиальная схема моделирования изменения конструкции рабочего борта карьера по данному сценарию развития горных работ представлена на рис. 1.

Величина отрезка AD соответствует годовому подвиганию фронта горных работ по полезному иско-

паемому ($P_{\text{пи}}$). Если производительность вскрышного оборудования достаточна для выполнения годовых объемов вскрышных работ, подвигание фронта работ по всей высоте вскрышной зоны одинаково и равно AD.

Угол наклона рабочего борта карьера (α_r) не меняется. Когда производительность вскрышного оборудования не обеспечивает выполнение плановых объемов вскрышных работ, то подвигание фронта вскрышных работ становится неравномерным по высоте вскрышной зоны. Если для обеспечения плановых объемов добычи подвигание нижнего вскрышного уступа должно соответствовать подвиганию добычных уступов, то на верхних горизонтах оно становится меньше на величину P. Это

отставание на верхних горизонтах приводит к увеличению угла наклона рабочего борта карьера. Моделирование развития горных работ в соответствии с описанным сценарием осуществляется до тех пор, пока угол наклона рабочего борта не достигает значения угла нерабочего борта.

В качестве нерабочего борта карьера принят борт, на котором каждый второй уступ сдвоен.

Этот вариант конструкции борта карьера получил название - «конечный». Для формирования различных вариантов рабочего борта выделены 4 типа площадок шириной 50, 40, 20 и 0 м (отсутствие площадки).

Площадка первого типа обеспечивает нормативные условия работы оборудования, производительность которого принимается максимальной. Каждому последующему типу соответствует меньшая производительность оборудования.

Площадки 2-го типа предусмотрены для моделирования условий, в которых производительность незначительно ниже.

Третий тип площадок предназначен для задания транспортных или предохранительных берм. Последний тип площадки соответствует условиям ведения работ на сдвоенных уступах. На основе сочетания различных типов площадок

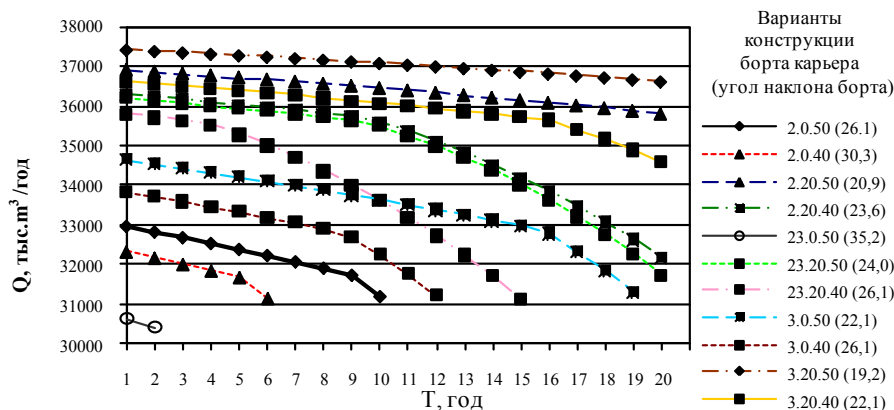


Рис. 2. Изменение производительности экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования (Q) в процессе развития горных работ при различных конструкциях и углах наклона рабочего борта

сформированы варианты конструкции борта карьера (табл. 1).

Обозначение варианта соответствует принципу его формирования. Например, номер 3.20.50 получен в результате пересечения вертикального столбца «20» поля таблицы «50» с горизонтальной строкой «3» из колонки «Конструкция борта карьера» и означает, что в данном варианте в начальном положении на каждом третьем уступе ширина площадки 20 м, на остальных горизонтах ширина рабочей площадки 50 м. В таблицу не вошел «базовый» вариант конструкции борта карьера, в котором на каждом горизонте ширина площадки 50 м.

Период моделирования работы предприятия был ограничен 20-ю годами. В каждой интерпретации определялись годовые показатели работы оборудования и параметры рабочего борта карьера.

Для всех вариантов проведены расчеты в соответствии с принятым сценарием развития горных работ. Основные показатели и результаты моделирования представлены в табл. 2.

Проведенные расчеты подтверждают, что угол наклона борта оказывает существенное влияние на производительность экскаваторно-автомобильного комплекса. В целом, чем больше угол наклона рабочего борта карьера на начальной стадии моделирования, тем ниже производительность комплекса оборудования и меньше срок эксплуатации участка (рис. 2). Однако есть и исключения из этой, кажущейся очевидной, закономерности. Например, начальный угол наклона рабочего борта в варианте 23.20.50 равен 24° , что на $1,9^{\circ}$ круче, чем в варианте 3.0.50 ($22,1^{\circ}$), а срок эксплуатации участка карьера по этому варианту больше.

Следует отметить, что в вариантах 23.20.40, 3.0.40 и 2.0.50 угол наклона рабочего борта одинаковый и составляет $26,1^{\circ}$, однако производительность комплекса оборудования и срок эксплуатации участка карьера по вариантам достаточно существенно различается. Производительность вскрышного оборудования в первый год работы составляет соответственно 35811 тыс. m^3 , 33835,5 тыс. m^3 и 32974,5 тыс. m^3 , а срок эксплуатации карьера составляет соответственно 14, 11 и 8 лет.

Это свидетельствует о том, что существенная разница срока эксплуатации карьера и производительности комплекса оборудования на начальной стадии моделирования между вариантами с одинаковым углом наклона рабочего борта вызваны отличиями в конструкции рабочего борта карьера.

Для выявления зависимости между производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса оборудования и конструкцией рабочего борта карьера на основании результатов моделирования выполнен анализ динамики активных и пассивных запасов горной массы на уступах карьера.

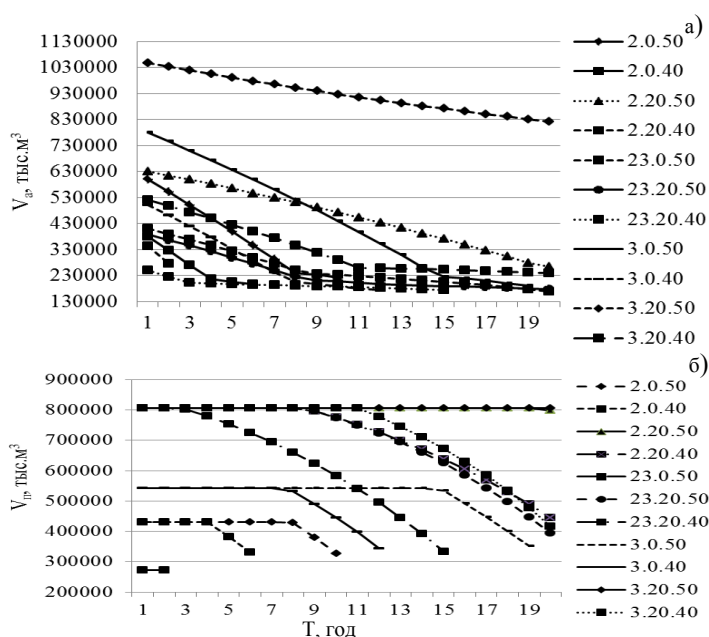


Рис. 3. График изменения объемов активных запасов (V_a) (а) и пассивных запасов (V_n) (б) в процессе развития горных работ

Выбор данных категорий запасов неслучаен, поскольку, с одной стороны, в них прослеживается связь с технологическим комплексом карьера, а с другой стороны, они через площадные характеристики однозначно определяются на плане горных работ.

Анализ изменения распределения активных и пассивных запасов выявил полную корреляцию динамики распределения пассивных запасов по уступам карьера и производительности экскаваторно-автомобильного комплекса. Причем наблюдается прямо пропорциональная зависимость между количеством активных и пассивных запасов и производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса. Графики изменения объемов активных и пассивных запасов в карьере в процессе развития горных работ представлены на рис. 3.

На кривых, описывающих изменение производительности комплекса оборудования, можно увидеть точку, после которой процесс падения производительности ускоряется. Эта точка соответствует моменту начала сокращения площадей пассивных запасов, что еще раз подчеркивает взаимосвязь производительности экскаваторно-автомобильного комплекса и распределения активных и пассивных запасов по уступам карьера.

Таким образом, для различных углов наклона рабочего борта карьера и сочетания различных типов площадок могут существовать различные конструкции рабочего борта, обеспечивающие максимальную производительность экскаваторно-автомобильного комплекса. Имеется прямо пропорциональная зависимость между количеством активных и пассивных запасов и производительностью экскаваторно-автомобильного комплекса.

ВЫБОР ТЕХНОЛОГИИ БУРЕНИЯ И СОВРЕМЕННЫХ БУРОВЫХ АГРЕГАТОВ

Махмудов А.М., доцент кафедры «Электротехника, электромеханика и электротехнологии» НГГИ, канд. тех. наук; **Олмосов Ш.К.**, магистр НГГИ; **Ислямов Т.Н.**, магистр НГГИ

Ushbu maqolada yer qaridagi uranni ishqorlash jarayonining ishlash rejimiga, optimallashtirish, radioaktiv metallarni qorishmadan ajratib olish texnologiyasi hamda texnologik uskunalarni tug'ri tanlash bilan bog'liq konuniyatlar keltirilgan.

The paper shows the results of research on the mechanism of the leaching process in the subsoil, optimization methods and process intensification, mining technology to extract radioactive metal from solution in-situ leaching, as well as proper selection of process equipment.

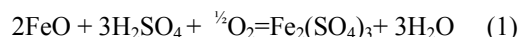
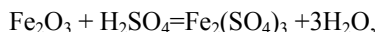
С целью повышения эффективности добычи радиоактивного металла при подземном выщелачивании проведены научно-исследовательские работы по изучению механизма процесса выщелачивания в недрах, режимов отработки, оптимизации и интенсификации процесса, отработки технологии извлечения радиоактивного металла из растворов ПВ, а также правильного выбора технологического оборудования (табл. 1, 2).

На урановом месторождении Сабырсай, учитывая такие благоприятные условия, как сильная обводненность, удовлетворительная проницаемость рудовмещающих пород и наличие наиболее надежных водоупоров и преобладание окисленных форм урановой минерализации наиболее эффективным является технология добычи подземного выщелачивания [1-5]. Выбор растворителя при этом для ПВ зависит от состава руд. Наиболее широкое применение находят водные растворы кислот (серной, соляной, азотной) или соды [3]. Рудообразующая минерализация находится как на поверхности обломочных зерен и частиц, так и внутри их. В связи с этим в зависимости от состава вмещающих пород применяют тот или иной способ извлечения урана из недр.

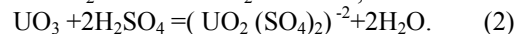
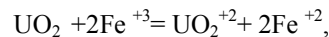
Исследованиями установлено, что для месторождений Учкудукского типа добыча урана из недр выполняется по нескольким схемам выщелачивания [1, 2]:

1. Сернокислотное выщелачивание с общей суммой карбонатов во вмещающих породах в пересчете на CO_2 менее 1,5%. Извлечение урана проводится раствором серной кислоты с концентрацией H_2SO_4 -3,0-6,0 г/л в товарном растворе и концентрацией кислоты 10,0-20,0 г/л в первичном растворе.

При сернокислотном выщелачивании достигается наиболее полное извлечение металла, т.к. растворы серной кислоты свободно проникают в поры и даже внутрь частиц по трещинам и спаянности. Наиболее эффективный окислитель - это трехвалентное железо Fe^{+3} , который образуется в процессе сернокислотного выщелачивания:

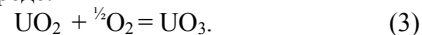


Далее:

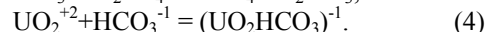
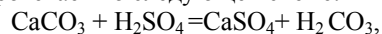


Выщелачивание наиболее эффективно при содержании Fe^{+3} более 0,5 г/л.

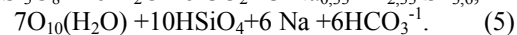
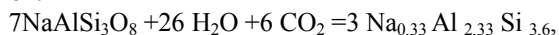
2. Минирагентное выщелачивание применяется на рудных залежах с общей суммой карбонатов во вмещающих породах в пересчете на CO_2 более 1,5%. Извлечение урана проводится бикарбонатным раствором, который инициируется в рудном горизонте, при взаимодействии горной породы с 0,03-0,05% раствором серной кислоты. При этом способе выщелачивания возможно извлечение только шестивалентного урана. Окисление четырехвалентного до шестивалентного урана выполняется кислородом воздуха или техническим кислородом. Окисление протекает энергичнее в щелочной среде:



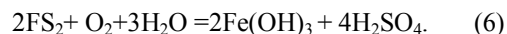
Поступление анионов комплексообразователей в раствор протекает по следующей схеме:



Подвижные катионы поступают в раствор из карбонатов (поступление приведено выше) и алюмосиликатов:



Следует отметить, что основная масса серной кислоты образуется в пласте при окислении сульфидов кислородом, которая впоследствии реагирует с карбонатами:



3. Слабокислотное выщелачивание с концентрацией серной кислоты 3,0-5,0 г/л ПВ применяется при добыче урановых руд, цветных и редких металлов (медь, никель, свинец, цинк, золото и др.).

Важным фактором повышения эффективности добычи методом ПВ является правильный выбор схемы размещения технологических скважин и расстояний между ними. В практике эксплуатации месторождений в основном рекомендуется линейная схема

расположения скважин, представляющая собой чередование рядов нагнетательных и откачных скважин. Расстояния между рядами и скважинами в ряду колеблются в широких пределах (15 - 50 м и более). При ПВ руд путем воздействия кислотных, щелочных и бак-

териальных растворителей диаметр скважины определяется размерами раствороподъемного оборудования (эрлифты, погружные насосы и др.) [4].

В зависимости от существующих конструкций добычных агрегатов конечные диаметры геотехнологических скважин колеблются от 150 до 400 мм.

Район добычных работ сложен породами осадочного комплекса, включающими в себя неправильное чередование песчаников известняков, мергелей, иногда глин и глинистых сланцев. Породы преимущественно устойчивые, крепостью от III до VI. В отдельных местах, приуроченных к контактам зон, наблюдается повышенная трещиноватость (мощностью до 20 м), которая поглощает промывочную жидкость [5].

Водоносные горизонты предполагаются в интервале 160,190 м. Дебит - 30 м³/ч. Статистический уровень $H_{ст.} = 20$ м. Понижение уровня $\Delta H_d = 10$ м. Динамический уровень $H_d = 20 + 10 = 30$ м. Коэффициент фильтрации - $L = 50$. Геологический разрез изучен и отбор керны при бурении производится не будет.

Основной фактор выбора бурового оборудования - это механические свойства горных пород, которые определяются экстренным способом на приборе УМП-3 с автоматической записью информации.

Твердость горной породы, определяемая на одном и том же образце, может значительно варьировать. Поэтому измерение ее производят несколько раз и результаты обрабатывают методами математической статистики. Отсюда можно найти величину, характеризующую степень пластичности горной породы, - так называемый коэффициент пластичности.

Для быстрого определения твердости горных пород в полевых условиях служит прибор ОТ-ВИТР. Твердость породы определяют резанием стандартным абразивным диском. Прибор портативен и удобен, быстро определяет класс горной породы. Характеристика горных пород, определенная по штампу, приведена в табл. 1.

Следует отметить, что диаметры стволов геотехнологических скважин должны определяться с учетом затрат на бурение и на добычу полезного компонента.

При выборе уменьшенного диаметра скважин все технико-экономические показатели бурения повыша-

Таблица 1

Характеристика горных пород

Горная порода	Твердость по штампу, мПа	Коэффициент пластичности, К	Модуль упругости, $E \cdot 10^{-4} Pa$	Удельная работа разрушения, J/cm^3	Категория по буримости
Глина, сланец	200	2,5	0,7	5,0	III
Песчаник	300	3,5	2,5	40,0	IV-VI
Известняк	2000	5,0	3,0	60,0	V
Мергель	1500	4,0	6,0	100,0	VI

ются и увеличиваются механическая и рейсовая скорости, уменьшаются энергетические затраты и трудоемкость выполнения спускоподъемных операций, снижается стоимость 1 м бурения и оборудования скважин.

Критерием выбора диаметра скважин в конечном счете является стоимость добытой руды, который позволит уменьшить диаметры скважин, снизить стоимость буровых работ, а в результате - и стоимость добычи.

В дальнейшем направление геотехнологических скважин выбирается с учетом характера залегания пластов полезных ископаемых. Повышению количества добытой руды из одной скважины и уменьшению стоимости, особенно при глубоко залегающих пластах, может способствовать применение многоствольного бурения. Вскрытие может осуществляться с помощью одиночных скважин и комбинированным способом.

Глубины геотехнологических скважин определяются глубиной залегания продуктивных пластов и колеблются в широких пределах - от нескольких метров до 1000 м и более.

Важным требованием к буровому оборудованию для сооружения геотехнологических скважин является его высокая мобильность, быстрый монтаж, демонтаж и перевозка, высокий уровень механизации вспомогательных операций, а также наличие укрытий, так как сооружение скважин производится круглогодично.

В настоящее время наиболее полно требованиям технологии сооружения геотехнологических скважин подходят выпускаемые промышленностью буровые установки УРБ-ЗАМ 1БА-15В, УРБ-ЗА2, УРБ-ЗА3, УБВ-600. Самоходные установки обеспечивают возможность бурения скважин большими диаметрами. При этом наиболее полно требованиям технологии сооружения эксплуатационных скважин при ПВ отвечает буровой агрегат 1БА-15В.

В модифицированных установках колонкового бурения в качестве вращателя используется ротор типа Р-410 с проходным отверстием 410 мм от бурового агрегата 1БА-15В.

Из современных буровых установок для сооружения эксплуатационных скважин ПВ металлов используются модифицированные установки типа БПУ-

Таблица 2

Характеристика рекомендуемых к использованию модифицированных буровых агрегатов и станков для бурения скважин

Параметры	БПУ-1200М	БПУ-650М	БСК-2М-100	НКР-100
Глубина бурения, м, при конечном диаметре скважины, мм:				
93	1500	650		
152 – 190	700	500		
46			100	
105				50
Диаметр бурильных труб, мм	50; 63,5; 73	50; 63,5; 73	33,5; 42	43; 63,5
Частота вращения бурового инструмента, об/мин.	75; 136; 231; 288; 336; 414; 516; 600	81; 118; 188; 254; 340; 460; 576; 800	300; 600	76
Наибольшее усилие подачи, kN:				
Вверх	150	80		
Вниз	50	30	12	6,0
Грузоподъемность лебедки, t	5,5	3,5		
Скорость навивки каната на барабан, м/с	0,7; 1,24; 2,1; 2,6; 3,04; 3,75; 4,7; 5,24	0,7; 0,95; 1,5; 2,04; 2,72; 3,7; 4,6; 6,24		
Мощность электродвигателя для привода бурового станка, kW	55	30	7,5	
Расход воздуха, м ³ /мин	–	–	–	6
Тип бурового насоса	НБ-32	НБ-32	НБ-63/40	
Подача, л/мин	540	540	63	
Максимальное давление, МПа	4,0	4,0	4,0	
Приводная мощность, kW	32	32	3,0	
Высота мачты, m	18	18	–	
Грузоподъемность, t	11	11		
Механизм свинчивания и развинчивания труб	РТ-1200М	РТ-1200М	–	–
Транспортная база	Платформа на колесном ходу		–	–
Укрытие	Буровое здание			
Отопление	Калорифер СФОА		–	–
Мощность калорифера, kW	25	25	–	–

650М и БПУ-1200М, изготовленные на базе буровых агрегатов ЗИФ-650А, ЗИФ-650М, ЗИФ-1200А, ЗИФ-1200МР. Глубины скважин при диаметре 243 - 295 mm в зависимости от применяемого бурового станка достигают 250 - 650 m, в которых основное буровое оборудование смонтировано в утепленном буровом здании, установленном на платформе на колесном ходу. Перевозка установки производится с помощью транспортных средств. В рабочем положении платформа установки снабжена гидравлическими опорами, которые подключены к гидросистеме бурового станка.

В состав основного оборудования, установленного на платформе, входят: буровой станок, буровой насос НБ-32 (НБ-50), электропривод бурового станка и бурового насоса. Из средств механизации СПО применяются трубооборот РТ-1200М и полуавтоматические элеваторы. Мачта телескопическая, двухсекционная, высотой 18,7 m, грузоподъемностью 11 t. Изменение высоты мачты осуществляется путем выдвижения верхней секции мачты с помощью гидроцилиндров, смонтированных на платформе или лебедке. Гидроцилиндры подъема мачты через распределитель подключены к гидросистеме бурового станка. Подъем и опускание мачты осуществляется с пульта управления. Питание бурового агрегата электроэнергией осуществляется от промышленной энергосистемы или от передвижной электростанции ЭСД-100. Применение модифицированных буровых агрегатов типа БПУ-650М и БПУ-1200М позволяет повысить производительность сооружения технологических скважин ПВ и улучшить условия работы обслуживающего персонала.

Техническая характеристика рекомендуемых к использованию модифицированных буровых агрегатов и станков для бурения скважин приведена в табл. 2.

Список литературы:

1. Арене В.Ж. Физико-химические геотехнологии. М., МГГУ, 2001, 656 с.
2. Башкатов А.Д. Прогрессивные технологии сооружения скважин. М., ООО «Недра-Бизнесцентр», 2003, 554 с.
3. Петросов Д.А. Основные положения новой технологии сооружения высокодебитных скважин на воду. М., МГГУ, 2004.
4. Справочник по бурению скважин на воду под ред. Д.Н. Башкатова. М., «Недра», 1979.
5. Толстов Е.А. и др. Техника и технология сооружения геотехнологических скважин в Навоийском ГМК. М., «НИИ-Природа», 2004, 122 с.

УДК 622.271

© Эзозхонов А.Н. 2013 г.

ОПРЕДЕЛЕНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ ВЕДЕНИЯ ГОРНЫХ РАБОТ НА МЕСТОРОЖДЕНИЯХ ЗАРМИТАНСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Эзозхонов А.Н., директор Южного рудоуправления НГМК

Zarmetan ruda maydonining qazish ishlarida o'zyurak uskunadan foidalanish natijasida kon ishlarining texnologik parametrlari ishlab chiqilgan va kon laxmlari o'tish tezligi 20-25% oshirildi, blok va garizontlarini qazib olishga tayyorlash tezlashtirildi.

It is determined the technological parameters of schemes of mining operations in the fields of Zarmitan ore field in conjunction with the use of self-propelled equipment, allowing to increase the rate of underground development at 20-25%, speed up the preparation of blocks and the horizon to the cleaning groove with providing the rhythmic delivery of ore in a given volume.

В целях реализации научных и проектных проработок лаборатории горных работ и проектных отделов института «Узгеорангметлити» на базе месторождений «Чармитан», «Гужумсай» и «Промежуточное» Зармитанского горнорудного комплекса внедрены и находятся на стадии рабочего проектирования и подготовки строительства целый ряд технологий проведения подземных горных работ.

Для достижения проектных показателей по объемам горнопроходческих работ и добыче руды на руднике Зармитан и Гужумсай внедрена самоходная техника фирм «Сандвик» и «Атлас Копко» для выполнения различных специальных видов горных работ. Поэтому с целью эффективного использования дорогостоящей высокопроизводительной самоходной техники при проектировании и строительстве (проведении горно-капитальных работ) максимально применялась подготовка рудных тел с обеспечением многозабойной организации работ.

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 т 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 механизации зарядки скважин и шпуров, вопросы которой прорабатываются при подготовке к реализации нового инвестиционного проекта по строительству завода по производству ЭВВ на площадке рудника Зармитан.

Горнотехнические условия, а также специфика разработки месторождений жильного типа, к которым относятся месторождения «Чармитан» и «Гужумсай», несколько ограничивают применение на очистных и подготовительных работах некоторых типов самоходного оборудования, большей частью крупногабаритного, таких как ПДМ емкостью ковша 3 м³ и более. Вместе с тем, учитывая наличие на месторождениях большого количества тонких рудных тел, на примере системы рудных тел 7 месторождения «Чармитан», применение относительно крупногабаритных самоходных машин типа ПДМ ST-7 или TORO-6, шахтных самосвалов грузоподъемностью 16÷20 т и самоходных буровых установок типа AXERA-5 или AXERA-5 обосновано институтом «Узгеорангметлити».

Проведение научного и инженерингового сопровождения опытных работ по выработке оптимальных технических решений использования системы разработки поэтажными штреками при выемке тонких

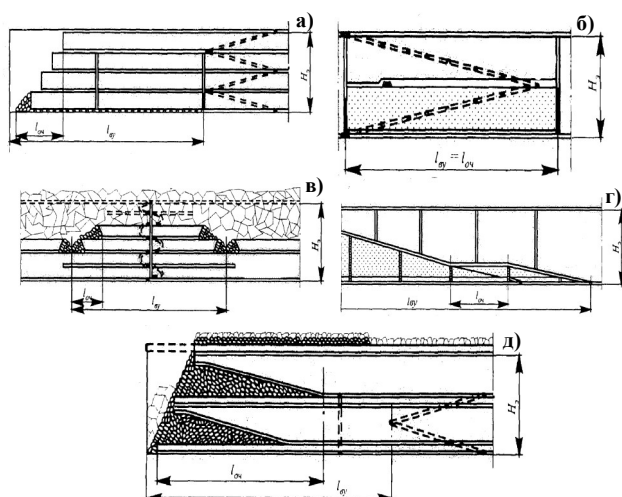


Рис 1. Варианты систем разработки. а - полевой уклон (система разработок подэтажными штреками); б - полевой уклон (система разработки горизонтальными слоями с закладкой); в - спиральный съезд (система разработки подэтажным обрушением); г - транспортный уклон в закладочном массиве; д - полевой уклон и слабонаклонная поверхность магазинированной руды (система разработки с временно неподвижной магазинированной рудой сплошной выемкой по простиранию)

сближенных тел месторождения «Чармитан» весьма актуально. Организации вскрытия р. т 7 на горизонтах 780 м, 720 м, 660 м и 600 м позволит увеличить добычу руды на 150÷200 т в год. Варианты систем разработки представлены на рис. 1.

В настоящее время на рудниках Зармитан и Гужумсай применяется система разработки с магазинированием руды (около 60%) и система разработки подэтажными штреками (более 40%) (рис. 2), которая внедрена на практике в 2010 г. на гор. 780 м рудника Зармитан и выгодно отличается от системы с магазинированием высокой производительностью блока и возможной механизацией буровзрывных работ за счет применения самоходных буровых установок «Simba» для бурения взрывных скважин и пневмати-

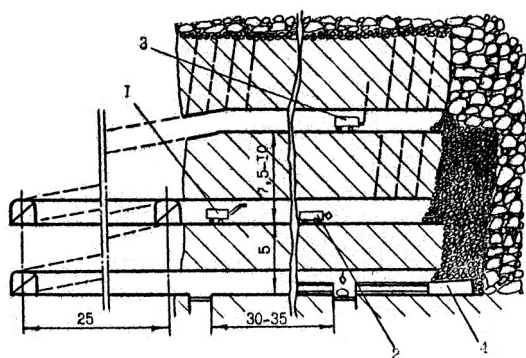


Рис. 2. Система разработки подэтажными штреками: 1- самоходная буровая каретка проходческая; 2 - погрузочно-доставочная машина; 3 - самоходный буровой станок; 4 - вибрационный доставочный комплекс

ческих зарядчиков ЗП-12 и ЗП-25 для заряжания скважин простейшими ВВ типа Игданит.

При разработке рудных тел восточного фланга месторождения Чармитан и части запасов месторождения Гужумсай проектом предусматривается третий вид системы разработки - горизонтальными слоями с закладкой выработанного пространства, применение которой диктуется необходимостью сохранности земной поверхности от сдвижения, а также при отработке сближенных рудных тел (рис. 3). При выходе рудников на проектную мощность доля данной системы разработки составит более 30 %.

Система разработки горизонтальными слоями с закладкой ранее считалась одной из самых неэффективных при добыче руд из крутопадающих жил. Появление новейших типов горных машин, позволяющих полностью механизировать процессы бурения, заряжания, погрузки и транспортирования рудной массы, вспомогательные работы, коренным образом расширила область применения систем с закладкой.

При разработке крутопадающих жильных месторождений данными системами резко повышаются показатели полноты и качества извлечения полезного ископаемого.

Опыт применения системы разработки горизонтальными слоями с закладкой показал, что наиболее оптимальными параметрами является длина блока 100-120 м (с разделением блока на 2 части центральным рудоспуском) при высоте этажа 50-80 м. Для закладки выработанного пространства используется пустая порода из проходческих забоев.

Верхний слой закладки при этом цементируется, что создает ровную целостную поверхность и предотвращает потери богатой мелочи.

Применение самоходных буровых кареток с перфораторами и погрузочно-доставочных машин позволят при этой технологии повысить производительность труда бурильщика в 2 раза, а производительность труда при погрузке и транспортировке рудной массы (по сравнению со скреперной доставкой) в 2-4 раза.

Следует отметить, что системы с закладкой отличаются трудоемкостью и более высокой стоимостью выданной руды.

С целью ускорения ввода в эксплуатацию строящихся рудников Гужумсай и Промежуточный специалистами комбината разработаны технические решения и меры по выбору оптимальной схемы вскрытия запасов месторождений «Гужумсай» и «Промежуточное».

В целях бесперебойной загрузки перерабатывающих мощностей ГМЗ-4 необходимо внедрение предложений, обеспечивающих ускорение горно-проходческих работ на рудниках Гужумсай и Промежуточный.

Одно из них заключается в изменении схемы вскрытия с фланговой (проектная) на центральную, что позволит обеспечить одновременную реализацию

II-го и III-го этапов строительства горно-рудного комплекса.

При совместном вскрытии месторождений «Гужумсай» и «Промежуточное» специалистами предложено вскрыть месторождения двумя вертикальными стволами (№ 6-Г и № 1), наклонным транспортным съездом НТС-5Г и тремя концентрационными горизонтами (квершлага на гор. +720, +600 м и +480 м), при этом отказаться от строительства ствола 4П и наклонно-транспортного съезда на месторождении «Промежуточное».

Изменено место заложения и назначение ствола № 6-Г с вспомогательного на главный с сохранением за ним функции воздухоподающего для спуска и подъема людей и грузов, а также предусмотрено оборудование его скипами вместо предполагаемого клетьевого подъема.

Оборудовать ствол № 6-Г на сопряжениях с гор. +720 м, +600 м, +480 м дозаторными устройствами с решетками грохота и бутобоями для организации разгрузки руды из автосамосвалов (28 т) в скипы. Оборудовать поверхностный комплекс ствола № 6-Г двумя зданиями для подъемных машин, копром с разгрузочными устройствами для 2-3 скипов и разгрузочной галерей для формирования склада руды (породы) или перегрузки руды на конвейер (канатную дорогу) и доставки руды на ГМЗ-4.

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

Предполагается каждый горизонт месторождения «Гужумсай» и «Промежуточное» (+820 м, +780 м, +720 м, +660 м, +540 м, +480 м, +420 м) со стороны НТС-5Г подсекать квершлагами сечением до 15 м², что позволит оптимально использовать буровую и самоходную технику

Предлагаемые изменения в схеме вскрытия (объединение II и III этапов строительства) обеспечивают сокращение объемов общих затрат на капитальное строительство за счет исключения строительства вертикального ствола № 4-П и НТС-3П на месторождение «Промежуточное» и значительного сокращения шахтных самосвалов. Снижаются удельные эксплуатационные затраты на добычу 1 т руды и обеспечивается производительность ствола № 6-Г, оборудованного скипо-клетьевым подъемом до 1 млн. т руды в год.

Предложенные технические решения позволяют заложить фундамент прироста мощностей по добыче руды подземным способом на руднике Зармитан до 2015 г.

Применительно к рассматриваемым задачам одной из основных проблем является выбор систем раз-

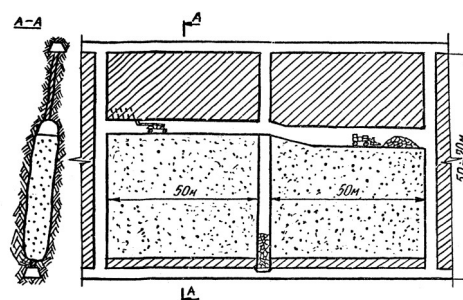


Рис. 3. Система разработки горизонтальными слоями с разделной выемкой и закладкой с применением малогабаритного самоходного оборудования

работки Гужумсайского месторождения. Предложена групповая подготовка и отработка маломощных рудных тел с использованием современного высокопроизводительного и мобильного оборудования, систем автоматизации и механизации производственных процессов.

Предложена технология, обеспечивающая повышение интенсивности и концентрацию добычных работ при сокращении объемов наиболее трудоемких горнопроходческих работ за счет увеличения размеров блоков. Сущность предложенной схемы отработки сближенных рудных тел малой мощности на Гужумсайском месторождении заключается в том, что каждое из рудных тел отрабатывается самостоятельным блоком с восходящей слоевой выемкой руды и закладкой выработанного пространства, а все отрабатываемые рудные тела соединяют между собой системой полевых горизонтальных, наклонных и вертикальных выработок, обеспечивающих централизованное проветривание и энергообеспечение работ, доставку руды самоходными машинами к рудоспускам и ее перепуск на концентрационный (транспортный) горизонт, подачу закладочной смеси, доставку оборудования и материалов к местам ведения горных работ.

Совокупность очистных блоков и системы полевых выработок образуют выемочный участок (панель), размеры которого вкрест и по простиранию рудных тел определяются в каждом конкретном случае проектом в зависимости от конфигурации и протяженности и мощности породных пропластов между ними.

При рассмотрении вариантов послойной выемки нисходящей и восходящей - предпочтение было отдано восходящей, как более производительной и менее затратной.

Таким образом, определены технологические параметры схем ведения горных работ в увязке с применением самоходного оборудования, позволяющие увеличить скорость проходки горных выработок на 20-25%, ускорить подготовку блоков и горизонта к очистной выемке с обеспечением ритмичной выдачи руды в заданном объеме.

ВЛИЯНИЕ ФОСФАТ ИОНА НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО ПРОЦЕССА ПОЛУЧЕНИЯ СУЛЬФАТ УРАНИЛА И ВЫБОР ОПТИМАЛЬНЫХ СПОСОБОВ ОЧИСТКИ АНИОНИТА

Мушоряпов И.А., директор РУ-5 НГМК; Иванова И.А., главный технолог РУ-5 НГМК; Шарафутдинов У.З., зам. начальника СТК РУ-5 НГМК, канд. тех. наук

5-KB mutaxassislari tomonidan uranfasfatli ruda chiqindisini qazib olish va qayta ishlash bo'yicha bir necha usullar ishlab chikildi. 5-KB sharoitida uranfasfatli ruda chiqindisini qayta ishlashda oltingugurt kislotasi aralashmasining samaradorligi aniklandi va kam xarajatli uran ajratib olish (90%) ni tashkil etdi.

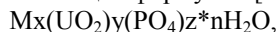
There was developed and tested various methods of processing uranium phosphate precipitation by specialists of Mining Administration-5 (MA-5). Method for processing uranium phosphate precipitation sulfuric acid solutions is most suitable for the conditions of MA-5 and allows to re-extract uranium (90%) with the lowest cost.

В Республике Узбекистан уран добывается скважинным подземным выщелачиванием. Между тем в технологии производства урана есть много нерешенных проблем. Одной из таких проблем является фактор отрицательного влияния различных депрессирующих ионов на технологические процессы сорбции и десорбции урана.

Проблемам, связанным с депрессирующими примесями, одним из которых является фосфор, присутствующий в продуктивных растворах, поступающих с геотехнологических полей при подземном выщелачивании (ПВ) и способом очистки от него в процессе получения уранового химконцентрата, и посвящена данная работа (табл. 1-7).

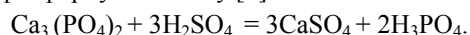
Состав уранофосфатных осадков и причины их образования. Фосфор извлекается при сернокислотном выщелачивании совместно с ураном на 70-80%. Он присутствует в урановых рудах [1, 2] либо в виде урано-фосфатных вторичных минералов: отунита, торбернита, парсонсита, либо в виде собственных минералов, апатита и фосфорита, где содержание P_2O_5 составляет 34% и 42% соответственно.

Соединения уранила, в состав которых входит фосфор, составляют довольно обширную группу соединений. В природе известна группа фосфатных минералов урана с общей формулой [3-5]:



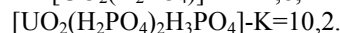
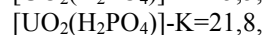
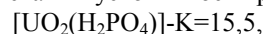
где $M=Na^+, K^+, Cu^{+2}, Mg^{+2}, Ca^{+2}, Al^{+3}, Mn^{+2}, Fe^{+2}, As, V$.

Во всех случаях при выщелачивании урана серной кислотой растворяются и фосфорные минералы, образуя фосфорную кислоту [3]:



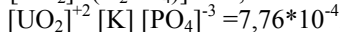
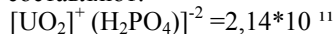
Способность уранилфосфатных соединений к взаимодействию с различными классами экстрагентов и сорбентов определяется ионным состоянием уранила в растворах. Обширные исследования по определению устойчивости уранилфосфатных комплексов в области концентраций фосфат ионов 0,01-

10 М выполнены Теймером [6]. Найдено, что для комплексов константы устойчивости равны [3]:



В работе [7] указано, что уранил в растворах ортофосфорной кислоты преимущественно существует в виде положительно заряженных комплексов. Нейтральных и отрицательных комплексов значительно меньше и их количество убывает с увеличением концентрации фосфорной кислоты.

Произведения растворимости урансодержащих комплексов составляют:



Для нас представляют интерес в основном уранилфосфатные комплексы, содержащие ионы аммония. В лабораторных условиях получен, а в природных условиях встречается аммоний уранилфосфат, кристаллизующийся с тремя молекулами воды, – минерал урамфит $NH_4UO_2PO_4 \cdot 3H_2O$.

При содержаниях фосфора в продуктивных растворах до 1,0 г/л, содержание его на анионите может достигать до 2-6 кг/т. Это приводит в дальнейшем на технологическом переделе к образованию уранофосфатных осадков. Причем, при проведении сернонитратной десорбции, где кислотность исходного раствора составляет 5,0-5,5%, эти осадки полностью растворяются, а при азотно-нитратной десорбции, где кислотность 3,5-4,0%, эти осадки выпадают по всем колоннам регенерации. Но в обоих случаях они собираются в емкостях с готовой продукцией.

В составе осадков, выделившихся из готовой продукции, установлено наличие следующих элементов: урана - 25-50%; фосфора - 2-6%; потери при прокаливании составляют 15-20%. Такой химический состав выделившегося осадка соответствует формуле $NH_4UO_2PO_4 \cdot 3H_2O$ и является водным фосфатом уранила и аммония, т.е. минералом урамфитом [2].

В производственных условиях, кроме осадков водных фосфатов уранила и аммония, поступают в емкости хранения готовой продукции и кремнийсодержащие осадки, образующиеся после обработки готовой продукции техническим желатином. Таким образом, в емкостях для хранения готовой продукции образуется смесь уранофосфатных и кремнийсодержащих осадков. Анализ смеси этих осадков приведен в табл. 1.

Значительное количество урана в данных осадках вызывает необходимость их переработки с возвратом урана в готовую продукцию УППР.

Перед технологиями РУ-5 стояла задача - определение способов отмывки фосфора с анионита для исключения образования указанных осадков.

Специалистами РУ-5 разрабатывались и опробовались различные способы переработки уранофосфатных осадков:

1. Выщелачивание урана из уранофосфатных осадков содой и осаждение соединений фосфора двухвалентным железом.
2. Обработка уранофосфатных осадков раствором едкого натра.
3. Растворение уранофосфатных осадков в серной кислоте.

Выщелачивание урана из уранофосфатных осадков содой и осаждение соединений фосфора двухвалентным железом. Приводим только оптимальный режим переработки уранофосфатных осадков, выбранный в результате проведения ряда экспериментов:

- а) растворение фосфорсодержащих осадков:
 - исходное содержание соды в выщелачивающих растворах 100-150 г/л;
 - отношение Ж:Т при выщелачивании - 3:1;
 - температура выщелачивания - 40-50°C;
 - продолжительность выщелачивания - 4 часа;
 - количество стадий выщелачивания для получения остаточного содержания урана менее 0,05% - 5.
- б) осаждение ионов фосфора:
 - реагент - осадитель - раствор закисного сернокислого железа. Выбран из групп реагентов - осадителей: магния, алюминия, окисного железа;
 - избыток реагента - осадителя к содержанию фосфора - не менее трех;
 - время осаждения - 2-3 h.

В результате обработки урансодержащего карбонатного раствора раствором сернокислого закисного железа образуется смешанный осадок, содержащий двухвалентное железо, соединения фосфора и карбонат-ион. Состав данных осадков в перерасчете на сухой вес в зависимости от числа циклов выщелачивание-осаждение приведен в табл. 2.

Влажность осадка составляет 50-70%. Осадки (в пересчете на сухой вес) также содержат, в кг/л: радия $n \cdot 10^{-12}$; полония $n \cdot 10^{-11}$. Это превышает ПДК и требует сооружения специальных хвостохранилищ для его

Таблица 1

Химический состав осадков, образующихся в емкостях хранения готовой продукции

U	P	SiO ₂	SO ₄
27,07	2,4	33,4	-
31,98	4,15	28,84	-
44,63	3,59	7,09	10,6
43,86	2,75	8,2	14,6
41,65	5,96	12,1	2,22
40,7	4,62	10,5	8,09

захоронения [6]. Осадок, содержащий 65-70% железа, может также растворен в серной кислоте с последующим окислением двухвалентного железа в трехвалентное и использован в качестве окислителя, интенсифицирующего процесс подземного выщелачивания урана.

Обработка уранофосфатных осадков растворами едкого натра. Для осуществления процесса выщелачивания фосфора и мелкодисперсных соединений кремния из уранофосфорных осадков была опробована их обработка растворами едкого натра. Содержание урана и фосфора в исходной пробе осадка составляло 29% и 4%, соответственно.

По истечении времени контакта пульпа фильтровалась, в фильтрате и осадке после промывания последнего технической водой определялось содержание урана и ионов фосфора. Результаты опытов приведены в табл. 3.

Результаты опытов показали, что увеличение содержания едкого натра в выщелачивающих растворах от 50 г/л до 100 г/л приводит к повышению эффективности процесса выщелачивания фосфора на 30-35%.

Для наиболее полного извлечения соединений кремния из осадка нами был проведен ряд лабораторных опытов с введением в выщелачивающий раствор бифторида аммония.

Процесс извлечения соединений кремния проводился в две стадии. Время контакта раствора и осадка на стадии равнялось 2 h. Исходный осадок содержал в %: урана-28; фосфора-3,36 и 35-соединений кремния. Растворимый в воде уран был вымыт из осадка.

Таблица 2

Зависимость состава уранофосфатного осадка

Количество проведенных циклов	Состав осадка, %		
	U	Fe	P
III	0,3-0,5	40-41	2,0-1,5
IV	0,15-0,11	62-65	1,5-1,3
V	0,05-0,04	69-70	1,1-1,0

Таблица 3

Обработка уранофосфатных осадков растворами едкого натра различной концентрации

Концентрация едкого натра, g/l	Фильтрат		Осадок	
	U, g/l	P, g/l	U, %	P, %
10	0,012	0,025	33,32	3,72
30	0,018	0,177	44,63	4,2
50	0,056	3,04	50,58	1,52
70	0,280	3,74	52,7	0,176
90	0,490	3,9	53,5	0,068
100	0,47	3,8	55,93	0,041
120	0,50	3,63	33,7	0,041

Таблица 4

Результаты выщелачивания уранофосфатных осадков щелочными растворами с добавками

Выщелачивающий раствор, g/l	Осадок, %		
	U	P	SiO ₂
100NaOH	39,5	0,365	21,96
100NaOH+20NH ₄ F·HF	36,3	0,40	29,45
100NaOH+50NH ₄ F·HF	33,8	0,48	30,22

Затем проведена 1 стадия выщелачивания соединений кремния растворами, содержащими:

- 100 g/l едкого натра;
- 100 g/l едкого натра + 20 g/l бифторида аммония;
- 100 g/l едкого натра + 50 g/l бифторида аммония при отношении объемов осадка и раствора, равном 1:3. После истечения 2-х h контакта пульпа фильтровалась и осадок анализировался на содержание урана и фосфора. Результаты лабораторных опытов после I стадии обработки осадка приведены в табл. 4.

Осадок после первой стадии обработки подвергался повторному выщелачиванию соединений кремния в аналогичных условиях. Результаты опытов приведены в табл. 5. Из приведенных в табл. 5 данных сле-

Таблица 5

Результаты II стадии щелочной обработки уранофосфатных осадков

Выщелачивающий раствор, g/l	Фильтрат, %			Осадок, %		
	U	P	SiO ₂	U	P	SiO ₂
100NaOH	53,52	0,098	10,13	0,154	2,87	16,8
100NaOH+20NH ₄ F*HF	55,4	0,148	10,32	0,138	3,2	18,7
100NaOH+50NH ₄ F*HF	43,84	0,123	6,16	0,140	3,46	20,8

дует, что бифторид аммония в щелочной среде не оказывает значительного влияния на процесс извлечения мелкодисперсных соединений кремния из уранофосфатных осадков.

В следующей серии лабораторных опытов было определено влияние температуры на процесс растворения уранофосфатных осадков в 10% растворе едкого натра. Трехстадийный процесс растворения был проведен при температуре 20°C, 40°C, 60°C, отношении Т:Ж=1:3 и времени контакта одной стадии - 1 h. После каждой стадии пульпу фильтровали, заливали новой порцией 10% раствора едкого натра.

Фильтрат и осадок после каждой стадии анализировали на содержание урана, фосфора и соединений кремния.

Извлечение соединений фосфора и кремния из уранофосфатных осадков наиболее эффективно протекает при температуре 40°C и ее повышение до 70°C в процессе обработки осадка приводит к образованию трудно фильтруемых гелеобразных соединений.

На основании проведенных исследований можно сделать вывод о возможностях использования 10% раствора едкого натра в качестве выщелачивающего соединения кремния и фосфора из уранофосфатного осадка. Процесс обработки осадка протекает при соотношении объемов осадка и раствора, равном 1:10 в течении 4 h. Введение добавок бифторида аммония в выщелачивающий раствор не оказывает значительного влияния на процесс извлечения соединений кремния из исследуемого осадка. Наиболее эффективно процесс выщелачивания протекает при 40°C.

Полученный при обработке осадка 10%-ным раствором едкого натра щелочной раствор может быть направлен в отработанные скважины, а осадок, содержащий более 50% урана, растворен в серной кислоте и возвращен в технологический процесс.

Растворение уранофосфатных осадков в серной кислоте. Сернокислотная обработка уранофосфатных осадков проводилась в статических условиях при соотношении Т:Ж, равном 1:10, периодическом перемешивании в течение 2 h и концентрациях серной кислоты, равных, g/l: 50, 100, 150 и 200. Исследуемый осадок содержал, %: урана -42,75; фосфора -6,375; алюминия -0,54; двуокиси кремния -11,2; сульфат-иона -3,3. Влияние концентрации серной кислоты на растворение осадков приведены в табл.6. По данным, приведенным в табл. 6, можно сделать вывод, что оптимальным режимом следует считать обработку осадков 15-20% -ной серной кислотой, где происходит максимальное растворение осадка. В аналогичных условиях было определено отношение Т:Ж, при котором происходит наиболее полное растворение осадка. Результаты лабораторных опытов приведены в табл. 7. Из приведенных в табл. 7 опытных данных следует, что для растворения осадка можно использовать 15% раствор серной кислоты при отношении Т:Ж, равном 1:10. Полученные при растворении уранофосфатных осадков сернокислотные урансодержа-

Таблица 6

Влияние концентрации серной кислоты на растворение осадков, содержащих соединения урана и фосфора

Концентрация серной кислоты	Фильтрат, г/л		Осадок, %	
	U	P	U	P
5%	9,8	1,93	35,9	4,72
10%	16,9	1,93	24,86	3,146
15%	23,4	2,77	7,6	0,956
20%	23,4	2,77	5,78	0,634

щие растворы имеют высокую кислотность: 140-150 г/л H_2SO_4 . Таким образом, способ обработки урано-фосфатных осадков сернокислыми растворами явля-

Таблица 7

Влияние отношения Т:Ж на процесс растворения уранофосфатных осадков

Т:Ж	Фильтрат, г/л		Осадок, %	
	U	P	U	P
1:5	39,4	5,69	3,63	3,95
1:10	23,7	3,85	0,980	1,9
1:20	13,5	2,22	0,600	1,11
1:30	8,4	1,31	0,383	0,95
1:50	5,85	0,785	0,327	0,65

ется наиболее приемлемым для условий РУ-5 и позволяет доизвлекать уран (до 90%) с наименьшими затратами.

Список литературы:

1. Толстов Е.А., Толстов Д.Е. Физико-химические геотехнологии (освоение месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе). - Москва: Геоинформцветмет, 2002, С. 277.
2. Аренс В.Ж., Гридин О.М. и др. Физико-химическая геотехнология. - Москва: Горная книга, 2010, С. 575.
3. Иванова И.А., Шарафутдинов У.З. Исследования влияния депрессантов на эффективность сорбции и десорбции // Горный вестник Узбекистана. - Навоий, 2012. - № 4. - С. 82-84.
4. Казаков В.М. Аналитическая химия урана и тория. - Москва: Иностранная литература, 1956, С. 366.
5. Кац Дж., Рабинович Е. Химия урана. - Москва: Иностранная литература, 1954, С. 494.
6. Виноградов А.П. Аналитическая химия урана. - Москва: Академия наук СССР, 1962, С. 433.
7. Туряев Н.С., Жерин И.И. Химия и технология урана. - Москва: Руды и металлы, 2006, С. 396.

УДК 622.83.001.5

© Фозилов Э.М. 2013 г.

ТИПИЗАЦИЯ ГОРНО-ГЕОЛОГИЧЕСКИХ ЯВЛЕНИЙ, РАЗВИТЫХ В ПОДЗЕМНЫХ ГОРНЫХ ВЫРАБОТКАХ

Фозилов Э.М., старший научный сотрудник-соискатель ГП «Институт ГИДРОИНГЕО»

Muhandislik-geologiya jarayonlarida kon lahlari devor va shiptlarida hosil bo'ladigan deformatsiyalar tahlili keltirilgan. Deformatsiyalar kon geologik ko'rinishda bo'lib, ularning rivojlanish mexanizmi kon laxmlarining joylashuviga, bo'shashgan va buzilgan chegaralariga bog'liqligi keltirilgan.

It is presented the analysis of deformation-(geological phenomena) on the roof and the walls of the underground mine workings and typing on the conditions of formation of engineering and geological processes, the mechanism of their development, on the estimated parameters of the location of mines, as well as the affinity to various weak and disturbed areas.

Анализ образовавшихся деформаций в подземных горных выработках (на кровле и стенках) показывает, что они главным образом происходят под влиянием силы тяжести. На их равновесие непосредственное влияние оказывают как геологические, так и горнотехнические компоненты (условия). Из геологических компонентов это: строение толщ пород (со всеми элементами), слагающие кровлю и стенки; мощность переслаивающихся слоев, пачек; прочность и степень тектонических нарушений трещинами, об-

водненность. Из горнотехнических компонентов основными являются: размеры выработок, в том числе ширина их фронта, время незакрепленного пространства после выемки полезного ископаемого, скорость продвижения забоя, система взрывных работ. Все эти геологические и горнотехнические условия определяют типы, места, объемы и интенсивность деформаций пород в горных выработках [1-4]. Типизирование инженерно-геологических явлений позволяет вести целенаправленное заложение горных вырабо-

Таблица 1

Типы деформаций (горно-геологических явлений)
в горизонтальных и наклонных горных выработках

Вид деформаций	Тип смещения			Механизм проявления	Расположение зоны или поверхности разрушения относительно контура выработки
Обрушение	Обрушение с кровли горных выработок в куполообразной форме			По крутопадающим поверхностям отрываются блоки пород с вертикальным смещением (скатыванием) иногда с опрокидыванием вниз под собственным весом	Деформируемая толща сильно трещиноватая, направлена диагонально и параллельно по отношению к горным выработкам, имеет скрещивающиеся зияющие трещины. На кровле горных выработок продольно и поперечно с крутым залеганием происходят разрывные нарушения
	Обрушение с кровли и стенок горных выработок в ячеистой и полусферической форме			Разрушаются отдельные блоки, со стенки или кровли вся деформируемая толща под собственным весом, с большой скоростью скатывается или свободно падает вниз, иногда со сдвигом смещается по слабым поверхностям	Обрушаются в основном минерализованные зоны, являющиеся ослабленными зонами. Их направление (расположение) относительно почвы горных выработок и боковых стенок расположено полого или диагонально, а непосредственно в кровле круто или перпендикулярно
	Обрушение с кровли и левой или правой стенок горных выработок, углублённая поверхность в виде корыта или желобообразной формы			Отрыв блока со стенки, и одновременно с захватом кровли свободное падение вниз. В некоторых случаях обрушение происходит поэтапно: в начале стенка, а затем кровля или наоборот. В целом падение крупных блоков и пород направлено в сторону выемки	Поверхности ослабления или разрывные нарушения, расположенные вдоль горных выработок, а в некоторых случаях контакты разнотипных пород, имеющие слабые прослойки. Наличие в кровле скрещивающихся трещин
Вывалы	В кровлях горных выработок	Упорного типа	Форма: треугольная, многоугольная, чашеобразная и не правильная	Механизм упорного типа: если плоскость ослабления приурочена к низко-прочным прослойкам, то вываливающая масса свободно падает вниз, а если плоскость приурочена между блоками, то вываливающая масса упирается к боковым стенкам	Ослабленные зоны и поверхность проходит параллельно вдоль (центра) предполагаемых горных (продольных) выработок. Ослабленными зонами и поверхностями являются разрывные нарушения, прослойки мало прочных пород и глинки трения, расположенные под углом, направленным в сторону выработки или обратно от выработок
		Без упорного типа		Вывалы безупорного типа происходят: в случае ослабления плоскости приуроченной к прослойкам или к глинкам трения, то вся масса вываливается одновременно, а в других случаях по отдельным блокам или глыбам	
		Полупорного типа		Деформируемая масса вначале упирается в бок или стенки горных выработок, затем вываливается с некоторым выбросом в виде отдельных глыб	
Вывалы	В боковых стенках	Форма: ячеистая, конусообразная и не правильная		На стенках горных выработок, из-за снятия упора (разгрузки) происходит отрыв (откол) отдельных блоков, которые скатываются или вываливаются вниз. Третья часть вывалившейся массы остается у подошвы стенки, образуя естественный угол наклона до 40°	Ослабленные зоны или поверхности, типа разрывных нарушений и крупных трещин, клинообразно расположенных на боковых стенках. Место их пересечения находится внутри (в глубине) вертикальной стенки зоны вываливающейся толщи

ток, выбирать способ управления кровлей, конструкцию крепления и порядок расположения элементов крепи и т.д.

На рудных месторождениях при подземной разработке образуются следующие типы инженерно-геологических процессов (ИГП), значительно осложняющие эксплуатационные работы: обрушение, вывалы, образование куполов, выветривание и разуп-

лотнение, зависание, осыпи, мульды сдвижения и единичное выдавливание или выпирание горных пород (табл. 1).

Обрушение горных пород. Самый распространенный вид ИГП. Они в формах приуроченности к горным выработкам, условиям формирования бывают различными. Их можно разбить на четыре группы:

1. Обрушения, образовавшиеся в забое кровли горных выработок. Они образуются в горных выработках, проходящих в зонах разломов, охватывающих полностью кровлю горных выработок, где породы сильнотрещиноватые, неустойчивые и обводненные.

2. Обрушение с кровли и стенок горных выработок. Здесь также эти процессы происходят в горных выработках, проходящих в зонах разломов и сильнотрещиноватых породах, охватывающих весь периметр горных выработок.

3. Обрушение с кровли и левой или правой стенки горных выработок. Они образуются в тех участках, где горные выработки пересекают крутопадающие (60-70°) разломы или крупные (несколько) трещины, расположенные параллельно или диагонально к горным выработкам.

4. Обрушение - вывалы или вывалы-обрушения. Формируются в крупно-глыбовых нарушенных зонах, где простирающиеся разломы пересекают горные выработки под близким к прямому углу, а угол падения (более 20°) направлен в сторону выработки. Эти два вида деформаций взаимообусловлены с началом формирования обрушения, а затем формируются вывалы или наоборот - обрушения.

Во всех четырех группах обрушений зона их формирования происходит на тектонически нарушенных и сильнотрещиноватых участках. Их объемы и место приуроченности зависят от элементов залегания и мощности зоны дробления, а также горнотехнических параметров, размеров горных выработок и системы взрывных работ.

Вывалы горных пород. Они в основном развиваются на кровлях и реже стенках подземных выработок. По механизму проявления и по образованию вывалов они подразделяются на три вида: упорный, безупорный и полуупорный типы. Первые два вида вывалов образуются в кровлях горных выработок. Кроме этих типов на боковых стенках образуются вывалы в взаимосвязи с обрушением. Среди этих типов более опасными является вывалы безупорного типа с образованием куполов. Формы куполов бывают треугольными, многоугольными, чашеобразными и бесформенными.

Выветривание и разуплотнение горных пород. Процесс выветривания и разуплотнения горных пород взаимосвязан. Разуплотнение горных выработок является одним из ускоряющих элементов выветривания. Оно более интенсивно проявляется в глубоких горизонтах. При обоюдном влиянии на стенках, кровле и почве горных выработках происходит иссушение, растрепывание, появление трещин выветривания и трещин разуплотнения, шелушение пород, образуя зоны ослабления. Мощность зон, где происходит осыпание пород в виде щебня, дресвы и т. д., не превышает 3-4 м.

Зависание горных пород. Зависания горных пород в рудных месторождениях очень редко проявля-

ются. Они образуются в наклонно-залегающих (слоистых) породах (вслед за продвижением забоя или после перестановки крепи), где пластовые отдельности не нарушены или слабо нарушены трещинами. Механизм проявления их зависит от гравитационного веса. Породы, имеющие блоковые отдельности, не зависят.

Выдавливание (выпираание) горных пород. В рудных месторождениях выдавливание горных пород является одним из редко образующихся процессов. Но оно относится к рангу наиболее сложных и опасных процессов. В горных выработках выдавливание вызывает разрушение крепи, горной выработки, ее сужение, подъем рельсовых путей с искривлением (на примере месторождения Кызылалмасай). Иногда тестообразная горная масса оползая закрывает выработанное пространство (на примере месторождения Жантуар).

Выдавливания формируются в разнообразных геологических условиях, на местах которых расположены различные глинистые, глинисто-смешанные (разжиженные), дресвяно-песчанисто-глинистые породы. Механизмом проявления выдавливания слабых пород является всесторонний отжим пород горным давлением.

Провалы горных пород, воронки обрушения, мулды сдвижения. Все эти виды деформаций взаимосвязаны, они могут развиваться последовательно. Провалы горных пород формируются в тех участках, где горные выработки заложены на не больших глубинах вдоль зон дробления разломов (на примере месторождения «Агата-Чибаргата»). При крутых залеганиях рудных тел и при наличии зоны разломов над верхней частью обработанных жильных зон образуются воронки обрушения, при дальнейшем развитии которых в конусообразной форме расположения разрывных нарушений формируются мулды сдвижения.

Следовательно, зона формирования провалов, воронки обрушения и мулды сдвижения являются участком (местом) крутопадающих разрывных нарушений. Характер расположения тектонических нарушений, их степень раздробленности, залегания рудных тел, способы, глубина разработки определяются последовательно по формам проявления этих процессов.

На таких участках, при применении системы поэтажного обрушения с оставлением целиков без закладки выработанного пространства в верхних горизонтах, можно ожидать провалы горных пород и воронки обрушения, а на более глубоких горизонтах - мулды сдвижения.

Типы деформаций в горизонтальных и наклонных горных выработках по условиям образования ИГП, механизму развития, по оценочным параметрам расположения горных выработок, а также приуроченности к различным ослабленным нарушенным зонам представлены в табл. 1.

Список литературы:

1. Арипова Ф.М., Мирасланов М.М. и др. Физико-механические свойства горных пород рудных месторождений Узбекистана. Справочник. Ташкент: ГИДРОИНГЕО, 2006 г..
2. Мирасланов М.М. Инженерная геология, гидрогеология месторождений твердых полезных ископаемых Узбекистана. Ташкент: ГП "НИИМР", 2011 г.
3. Ломтадзе В.Д. Инженерная геология месторождений твердых полезных ископаемых. Недра. Ленинград. 1986г.
4. Сергеев Е.М. Инженерная геология. МГУ. 1978 г.

УДК 622.235

© Норов Ж.А., Бешимов О.Э. 2013 г.

ВЛИЯНИЕ РАССТОЯНИЯ МЕЖДУ ШПУРАМИ НА ЭФФЕКТИВНОСТЬ КОНТУРНОГО ВЗРЫВАНИЯ ПРИ СООРУЖЕНИИ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

Норов Ж.А., инженер ПТИО НГМК; Бешимов О.Э., зам. главного инженера шахты Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Har xil mustahkamlik koeffitsientlariga ega bo'lgan kon jinslarda yer osti lahimlarini qurib borish chog'ida konturli shpurlar orasidagi maqbul oraliqlarni aniqlash bo'yicha bir necha tajribalar olib borilgan. Mavjud bo'lgan portlatish vositalari va portlatish moddalarining turlarini e'tiborga olgan xolda konturli shpurlar uchun zaryad loyixalashtirilgan. Konturli shpurlar orasidagi masofalarning pereburga nisbatan bog'liqlik qonuniyati aniqlandi.

A series of experiments to determine the optimal distance between the contour hole location in the construction of underground openings in the rocks with a different ratio of the fortress. For this purpose, taking into account the available range of the construction of explosives and explosives charge is designed to outline silo-ditch. Established a graph of the values of searches on the distance between the contour hole location for these species.

Серия экспериментов, направленная на определение оптимального расстояния между контурными шпурами при сооружении подземных выработок, была проведена в малотрещиноватых песчаниках с незначительными по мощности прослойками алевролита, с коэффициентом крепости данных пород по шкале проф. М.М. Протоdjаконова $f_{кр}=9$ и временным сопротивлением сжатию 84-96 МПа [1, 2].

Первые эксперименты были проведены на специальном контурном целике толщиной около 1 м, схема эксперимента приведена на рис. 1. В этом целике были забурены контурные шпуры на расстоянии 50, 60, 70, 80, 90, 100 см друг от друга. Заряжание и взрывание зарядов в этих шпурах были произведены после взрыва зарядов основного паспорта буровзрывных работ с целью исключения влияния зажима на действие контурных зарядов. Все контурные заряды были взорваны одновременно. Результаты экспериментов приведены в табл. 1, из которой видно, что наибольшее приближение выработки к проектному очертанию удалось получить при $\alpha=80-90$ см. При $\alpha>90$ см имел место недобор породы. Это объясняется тем, что сила взрыва зарядов двух соседних шпуров становится недостаточной для разрушения породного промежутка между ними. При $\alpha<80$ см воздей-

ствие силы взрыва зарядов двух соседних шпуров на передний целик между ними вызывает не только разрушение, но и нарушение законтурного породного массива, т.е. возникают переборы породы по профилю выработки.

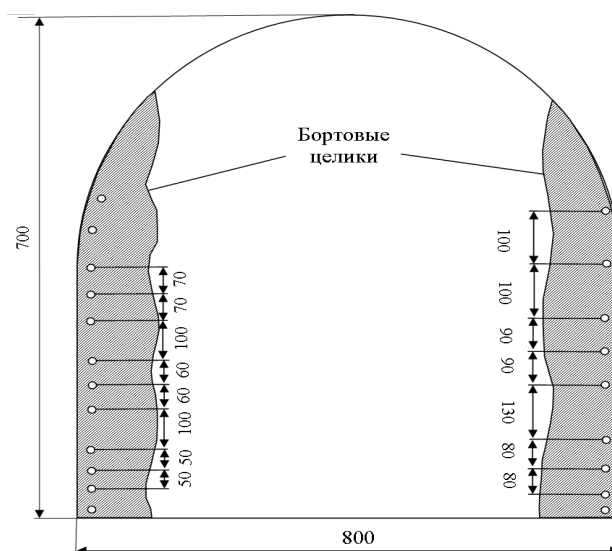


Рис. 1. Схема проведения эксперимента на контурном целике

Таблица 1

Результаты экспериментов

Расстояние между контурными шпурами, см	Состояние контура тоннеля после взрыва
50	Следы шпуров отсутствуют. Место расположения контурного заряда представлено нарушенной зоной. Перебор ≈ 15 см
60	Не ясные следы шпуров. Значительная трещиноватость массива на месте расположения зарядов и в продольном промежутке между шпурами. Перебор 10 см
70	Хорошо различимые следы шпуров. Слабо заметная трещиноватость по следу шпура. Передний целик без видимых нарушений. Перебор 8-10 см
80	Четкие следы шпуров без видимых нарушений массива от действия контурного заряда. Перебор не отмечен
90	Четкие следы шпуров без видимых нарушений массива от действия взрыва. Увеличение выступов на породном промежутке между шпурами. Слабый недобор по профилю тоннеля
100	Четкие следы шпуров. Место расположения заряжено продольными выступами. Недобор 10 см, «стаканы» в шпурах

В подтверждение последнего предположения следует отметить, что в последующих экспериментах при преднамеренном сближении 3-4 шпуров до 30-40 см из-за повышенной концентрации ВВ на коротком участке кровли не только возникает перебор, но в отдельных случаях наблюдался выброс из соседнего шпура ВВ и взрыв его в воздухе.

Таким образом, наименьшее отклонение от проектного контура при взрыве удалось получить при значении a в пределах от 70 до 90 см, что позволило в дальнейшем заложить эти величины в действующие паспорта буровзрывных работ для данной выработки.

Расчетом определены следующие параметры паспорта: количество шпуров – 79; вруб комбинированный вертикальный клин с пирамидой, удельный расход ВВ $1,3 \text{ kg/m}^3$; удельный расход бурения $1,6 \text{ m/m}^3$, подвигание за взрыв – 2 м. В качестве ВВ используется патронированные ЭВВ Нобелит 216Z, взрывание электрическое по последовательной схеме с использованием взрывной машинки КПМ-1. Расстояние между контурами шпурами 70, 80, 90 см, при соответственном изменении количества контурных шпуров. В ряде случаев при некачественном бурении величина a составляет 65, 75, 85, а также 100 и 110 см. При отработке результатов взрывов значения $a=65, 75, 85$ см учитывались, а 100 и 110 см – исключались, как случайные.

Зависимость величины переборов и недоборов от расстояния между контурными шпурами для пород с $f_{кр}=9$ представлена на рис. 2, а.

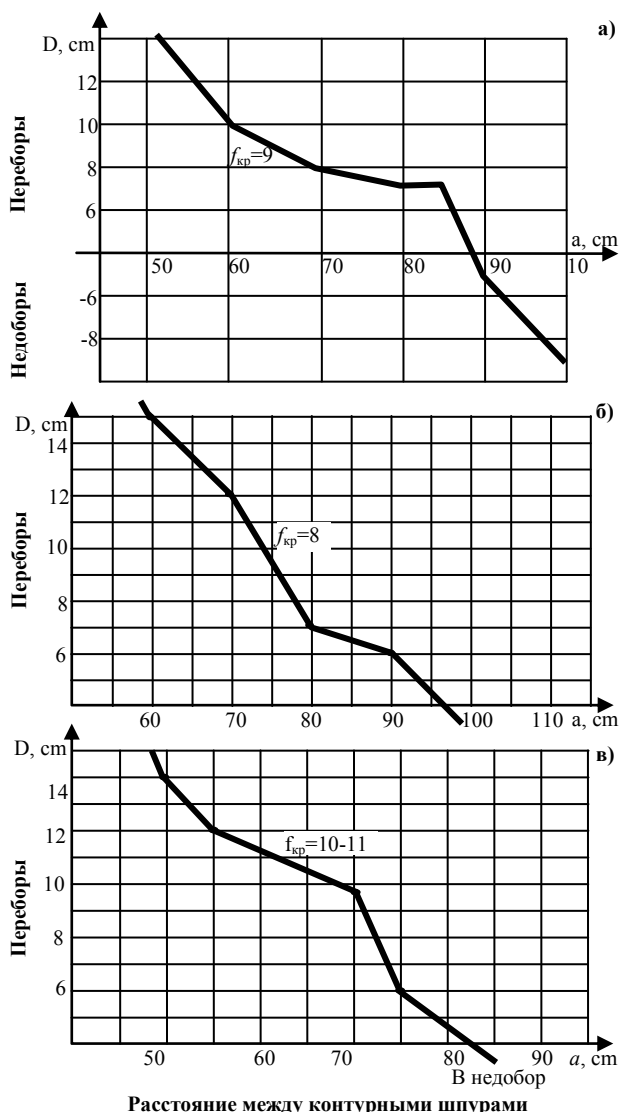


Рис. 2. Зависимость величины переборов и недоборов от расстояния между контурными шпурами для пород с $f_{кр}=9$ (а), $f_{кр}=8$ (б) и $f_{кр}=10-11$ (в)

Большая часть экспериментов на определение оптимального расстояния между контурными шпурами были проведены в породах с $f_{кр}=8$, вследствие широкого распространения пород этой крепости при сооружении выемок. На рис. 2, б показан график зависимости величины перебора от a для пород с $f_{кр}=8$, из которого видно, что наименьшее отклонение выработки от проектного очертания имеет место $a=90-100$ см. При $a<90$ см имели место вначале незначительные переборы, а затем, по мере сближения шпуров, существенное нарушение кровли, сопровождающееся переборами до 18-20 см и закалыванием породы в местах нахождения контурных зарядов, что требовало проведения особо тщательной сборки кровли и стен выработки. При увеличении $a>90$ см повышался размер выступов скалы на породном промежутке между шпурами с последующим общим недобором по профилю выработки (20-25 см). При резком увеличении a до 120-130 см контурные заряды, как

правило «простреливали», оставляя значительные по величине недоборы, трудно подлежащие разработке.

На рис. 2, в приведена зависимость величины перебора от расстояния между контурными шпурами для пород с коэффициентом крепости $f_{кр}=10-11$, на котором видно, что наименьшее расстояние между шпурами следует задавать в пределах вышесредней крепости. По графику для заданного коэффициента крепости породы определяется максимальное значение a с тем, чтобы уменьшить расход бурения для контурных шпуров. Одновременно выбирается сорт

ВВ для контурных шпуров, наиболее эффективных для данных условий. Необходимо отметить, что выбранное по одной из кривых значений a является оптимальным для плотных малотрещиноватых пород. При наличии в массиве нарушений величина a корректируется (обычно в меньшую сторону).

Обработка данных экспериментальных взрывов производилась по способу наименьших квадратов. Интервал изменения расстояния между контурными шпурами принят 5 см, в связи с чем ряд фактических значений a округлен до необходимой точности.

Список литературы:

1. Гаек Ю.В. Мишин В.В., Друкованный М.Ф. Влияние взрывных работ на устойчивость горных выработок и величину переборов при их прохождении // Шахтные строительство. – № 7. 1982.
2. Гаек Ю.В., Друкованный М.Ф., Мишин В.В. Теоретические исследования действия взрыва в подземных условиях // Сб. Буровзрывные работы в горной промышленности. М., Гостгеотехиздат, 1982.

УДК 622.83

© Рахимов В.Р., Мингбаев Д.И. 2013 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ СЕВЕРНОГО БОРТА КАРЬЕРА КАЛЬМАКЫР С УЧЕТОМ ГЕОДИНАМИЧЕСКОЙ АКТИВНОСТИ РАЗЛОМОВ

Рахимов В.Р., профессор кафедры «Геодезия и маркшейдерское дело» ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук;
Мингбаев Д.И., старший преподаватель ТашГТУ

Kolmakir koni bort atrofining geomexanik monitoring holati keltirilgan. Bortning mustahkamligi tektonik bo'lmagan va zamonaviy va geodinamik aktivlik xamda yangi profillar bo'yicha bajariladigan maksheydorlik-geodezik kuzatishlar, geofizik inklinometrik o'lchovlar, bort atrofini o'rganish orqali baholangan.

There was held geomechanical monitoring of the state of the field near edge zone Kalmakyr. It is necessary to re-evaluate the stability of pit walls Kalmakyr with the influence of neotectonic and modern geodynamic activity, as well as arrange additional detailed studies of the state of near edge zone array, including surveying and geodetic observations on the planned new core lines of geophysical measurements and directional measurement.

Устойчивость бортов карьера зависит от многих факторов: физико-механических свойств пород, их трещиноватости, обводнённости, формы бортов, наличия тектонических трещин (разломов) и их мощности, расположения относительно борта. Кроме того, на состояние бортов существенное влияние оказывает тектоно-геодинамическое строение региона.

Прогнозирование и обеспечение устойчивости карьерных откосов и бортов является одной из важнейших задач при ведении открытых горных работ. Своевременная разработка мероприятий по управлению бортовыми массивами во многом зависит от достоверного знания условий и причин, вызывающих возникновение деформаций. Для полноты оценки

факторов, влияющих на устойчивость карьерных откосов и бортов, необходимо учитывать: вид нарушения устойчивости, активность и периодичность процесса разрушения, отношение разрушенного участка по всей выработке, характеристика пород, условия залегания, характеристика разрывных нарушений, длительность развития деформаций, размеры разрушения и мощность смещенного массива и др.

Информацию такого рода невозможно получить без систематических маркшейдерских натурных наблюдений, служащих наиболее надежной основой для осуществления прогноза устойчивости бортов.

На карьерах необходимо выполнять следующие виды работ: систематическое визуальное обследо-

ние состояния откосов и бортов с целью выявления зон и участков возможного проявления деформаций; упрощенные кратковременные маркшейдерские наблюдения при интенсивном развитии деформаций на отдельных участках или уступах карьера; высокоточные инструментальные наблюдения по профильным линиям за развитием деформаций бортов карьера; съемки с целью паспортизации уже проявившихся оползней или обрушений уступов; систематический маркшейдерский контроль за соблюдением проектных параметров откосов уступов и бортов карьеров.

На основе визуального обследования устанавливаются наиболее опасные зоны, планируются мероприятия по снижению воздействия деформаций на производство горных работ, место закладки наблюдательных станций, намечаются содержание и объем инструментальных наблюдений и съемок.

Инструментальные наблюдения на постоянных бортах карьеров проводятся с целью изучения закономерностей в развитии деформаций бортов с самого начала их образования. По результатам наблюдений можно выявить характер и оценить степень опасности деформирования.

В рамках данной статьи рассматривается влияние вышеуказанных факторов на примере устойчивости северного борта карьера Кальмакыр Алмалыкского горно-металлургического комбината, так как устойчивое состояние бортов карьера является основой для безопасной разработки месторождения открытым способом (табл. 1-3, рис. 1-3).

Медно-порфировое месторождение «Кальмакыр» расположено на северном склоне Кураминского хребта, на пересечении Западно-Алмалыкского скрытого разлома фундамента с региональными широтными разломами: Кара-Булакским, Кальмакырским, Бургундинским и северо-восточными разломами: Северо-Каратагским, Тоганским. Самым крупным является Западно-Алмалыкский глубинный разлом северо-западного направления, который в пределах месторождения пересекается крупными разломами субширотного простирания: Карабулакским и Кальмакырским. Карабулакский разлом представлен зоной дробления, мощностью 50-60 м, а Кальмакырский разлом характеризуется зоной дробления с глиной трения, мощностью 20-25 м, на отдельных участках до 60 м. Все разломы имеют крутые углы падения (70-85°). Кроме того, площадь месторождения пересекают 15 разломов местного значения, мощностью до 10 м.

Более мелкая пострудная тектоника фиксируется смещением рудных тел по трещинам. Блоковое строение месторождения обусловлено наличием значительного количества линейно-вытянутых разрывных структур. В результате площадь месторождения оказалась разбитой на ряд более мелких блоков со значительной трещиноватостью пород.

Крупные региональные разломы являются геодинамически активными, создают в массиве дополнительное поле напряжения, что среди других причин

приводит в оползням и другим деформационным процессам в прибортовом массиве.

На сегодняшний день глубина карьера достигла 450 м, длина – 3,7 км, ширина – 1,6 км. Годовая производительность по горной массе составляет более 17 млн. м³. Карьер Кальмакыр имеет грушеобразную форму с утолщением в восточной части.

Формы рудных тел месторождения – линзы и залежи, занимающие положение, близкое к горизонтальному. В геологическом строении участвуют, главным образом, изверженные породы различного состава: кварцевые порфиры, серые гранодиорит-порфиры, сиенито-порфиры, сиенито-диорит-порфиры, диоритовые и диабазовые порфиры. Сиенитовая группа имеет распространение 70% площади. Наибольшее распространение среди всех пород месторождения сиенито-диориты.

Гидросеть в районе карьера представлена основными реками и мелкими саями, не имеющими постоянного водотока. На месторождении развиты в основном трещинно-грунтовые и трещинно-жильные воды. Первые связаны с общей трещиноватостью, вторые – с местоположением разломов. Трещинно-грунтовые воды формируются за счет атмосферных осадков, глубина залегания грунтовых вод находится в пределах от 3 до 50 м. Повышенной обводненностью характеризуются западный и восточный борта карьера, что связано с близостью рек и широтным простиранием разломов, которые являются проводниками речных вод. По мере углубления карьера поступление подземных вод в летний период увеличивается с 16 м³/ч до 95 м³/ч.

На северном и северо-западном борту карьера наблюдается развитие трещин отрыва и незначительные смещения пород преимущественно в период выпадения осадков. В настоящее время на северный борт карьера в предельное положение поставлены уступы выше горизонта 620 м. Углы наклона северного борта составляют 23°, углы уступов 40 - 45°, при этом продолжается деформация борта, наблюдается развитие трещин отрыва и незначительные смещения пород преимущественно в период выпадения осадков.

Для изучения, исследования и анализа существующих методов прогноза и контроля состояния бортов карьера Кальмакыр Ташкентским государственным техническим университетом в период с 2003 по 2010 гг. проводились маркшейдерско-геодезические наблюдения за геомеханическими процессами прибортового массива Кальмакырского карьера с применением электронно-оптических приборов и технологий GPS (США), ГЛОНАСС (Россия) [1].

Учитывая сложность тектонического строения для выяснения количественных характеристик существующих разломов, были выполнены измерения по трем профильным линиям, пересекающим Карабулакский, Кальмакырский и Центральный разломы и ответвление разлома. По данным линиям было вы-

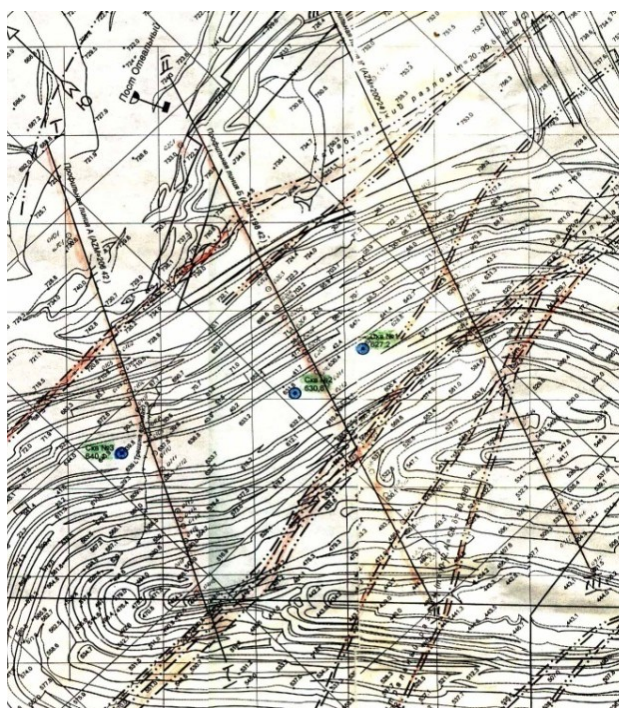


Рис. 1. Схема расположения профильных линий I-I, II-II, III-III

полнено 6 циклов измерений в период с 2003 по 2006 гг. При этом выявилось, что скорости движения реперов, расположенных с двух сторон линий разломов, между циклами составляют 4,5-8,2 мм/мес.

Это достаточно высокая скорость движения для разломов. Из анализа результатов измерений можно сделать вывод о том, что имеет место равномерность смещений по поверхностной части разломов, захватывая обе стороны с небольшой разницей – нижележащие реперы имеют слегка большую скорость движений, чем вышележащие, однако на изменениях линейных величин на данном этапе это не сказалось,

ибо здесь участвуют, по-видимому, другие факторы, в частности, одновременные смещения обоих реперов по высоте и горизонту.

Учитывая, что до сих пор точных величин смещений по разломам не установлено, очень важным моментом является определение самого факта существования неотектонических подвижек по разломам. Чтобы определить такие величины смещений, точность измерений должна быть, как минимум, в 3 раза выше самих величин и должна находиться в пределах $\pm 0,3-0,7$ мм. Такую высокую точность системы GPS не обеспечивают, поэтому должны быть организованы стационарные высокоточные геодезические измерения с учетом этих требований.

С 2008 по 2010 гг. было выполнено ещё 5 циклов измерений уже не по двум, а по трём профильным линиям, в результате которых было зафиксировано некоторое отклонение от общего правила поведения реперов, находящихся на значительном удалении от линии разлома и, кроме того, на пересечении Центрального и Кальмакырского разломов и их ответвлений.

Особо следует обратить внимание также на влияние геодинамической активности зон разломов на деформационные процессы бортов карьера. По результатам исследований установлено, что максимальная концентрация напряжений наблюдается вблизи разрывов и уменьшается до нуля на свободной поверхности. Значительными оказываются влияния напряжений, создаваемые двумя и более разрывами.

Изменение напряжений на одном из разломов может привести к изменению напряжений в целом на других разломах и их перераспределению.

В процессе анализа и рассмотрения влияния разломов на устойчивость бортов, исходя из тектонической схемы района расположения карьера, можно сделать выводы, что изменение напряжений по одному из разломов может привести к существенному

перераспределению напряжения в пределах карьера. При этом расчет устойчивости бортов карьера следует производить с учетом напряжений, создаваемых существующими разломами. Из этого вытекает, что при отработке месторождения открытым способом необходимо обеспечить сохранение коэффициента устойчивости бортов карьера, учитывая влияние напряжений, создаваемых разломами, а на всех разломах с целью установления зависимости деформационных процессов от влияния геодинамической активности их зон необходимо организовать высокоточные геодезические наблюдения [2].

С учетом вышеизложенного были проанализированы результаты наблюдений, полученные по трем про-

Таблица 1

Величины смещений по изменению длин профильных линий по горизонтам

Профиль I-I		Профиль II-II		Профиль III-III	
Горизонт, м	Изменение длин линий	Горизонт, м	Изменение длин линий	Горизонт, м	Изменение длин линий
700		718	+1	718	+24
	+9	700		700	+3
685			-8	685	
	-15				-24
670		670		670	
	-2		+1		+1
555		655		655	
Изменение длин 700-555	-12	718-655	+1	718-655	+2

Примечание: (+) – растяжение; (-) - сжатие

дольным профилям, проложенным по северному борту карьера и построены графики вертикальных и горизонтальных смещений, скоростей смещений, величин смещений и изменений длин линий по горизонтам и изменение общей длины исследуемого участка, а также графики смещений по каждому циклу и совмещенные графики изменения величин горизонтальных и вертикальных смещений, уровней атмосферных осадков и температуры воздуха.

Результаты анализа показали, что по профильной линии I-I (рис. 1) абсолютная величина горизонтальных смещений составила 17,5 мм с начала наблюдений. Общая тенденция – это снижение величин горизонтальных смещений от цикла к циклу. Что касается вертикальных смещений, то они носят явно синусоидальный характер, их колебания несколько возросли и в среднем составили 52,2 мм, т.е. они увеличились в 2 раза по сравнению с наблюдениями, проведенными в 2003-2006 гг. Общая направленность движения всех реперов в сторону карьера. Скорости горизонтальных смещений также уменьшились и к концу наблюдений составили порядка 1,6 мм/мес. Средняя скорость реперов с начала наблюдений составила 2,0 мм/мес. Средняя скорость вертикальных смещений рабочих реперов между циклами колеблется от -0,9 мм/мес. до +9,3 мм/мес. Вывод по данному профилю однозначен, все реперы имеют смещения и называть стабильным состояние борта по этой линии нельзя.

По второй профильной линии II-II картина практически не меняется; суммарная величина горизонтальных смещений составляет 16,8 мм, а величины вертикальных смещений носят также синусоидальный (знакопеременный) характер и меняются в пределах от -51,2 до +4,8 мм. Также наблюдается от цикла к циклу уменьшение значений горизонтальных смещений, которые в основном находятся в пределах точности измерений. Скорости смещений находятся от 1,2 мм/мес. до 1,5 мм/мес., средняя скорость смещений с начала наблюдений составила 1,4 мм/мес. Средняя скорость вертикальных смещений между циклами колеблется в пределах от -0,3 мм/мес. до -6,9 мм/мес. С учетом вышеизложенного можно предположить, что имеют место незначительные деформации в обеих плоскостях.

По профильной линии III-III полученные результаты в основном дублируют величины деформаций реперов по предыдущим профильным линиям. Средние значения горизонтальных смещений реперов колеблются в пределах от 7,2 мм до 19,6 мм от цикла к циклу. Общая величина смещений составляет 16,3 мм. Вертикальные смещения носят также колебательный характер, с амплитудой от -52,2 мм до +4,8 мм между циклами.

Скорости смещений возросли от 0,1 мм/мес. до -9,1 мм/мес. к 2010 г. Средняя скорость горизонтальных смещений составляет 1,7 мм/мес. за весь период наблюдений с 2008 по 2010 гг. Средняя скорость вер-

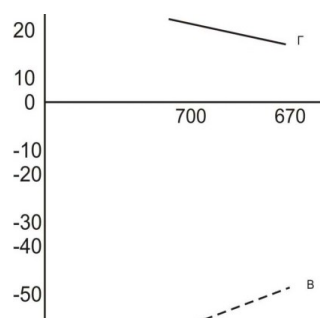


Рис. 2. Пример характера происходящих смещений

тикальных смещений составила 0,9 мм/мес. Общая направленность векторов смещений реперов по продольной линии III в сторону разрабатываемого карьера.

Кроме того, были проанализированы величины смещений по изменению длин профильных линий по горизонтам с отметками от 720 до 555 м. Данные приведены в табл. 1.

Из таблицы видно, что по профильной линии I-I максимальное растяжение +9 мм, а сжатие между горизонтами 685-670 -15 мм. По профильной линии II-II максимальное сжатие на расстоянии 130 м составило -8 мм. По профильной линии III-III максимальное растяжение между горизонтами 718-700 составило +24 мм, в то же время между горизонтами 685-670 произошло сжатие на ту же величину и последующих изменений по линии не произошло.

Изменение величин деформаций подтверждается и изменением длин линий на исследуемых участках. Изменение общей длины составило по профильным линиям от +1 до -12 мм.

Максимальные значения величин смещений и средние скорости деформаций по профильным линиям с начала наблюдений (749 д) приведены в табл. 2.

Для анализа развития деформаций по горизонтам построены графики смещения реперов по профильным линиям I-I, II-II и III-III по гор. 720 м, 700 м, 670 м, 660 м. Характер происходящих смещений отображен на графиках. Пример такого графика приведен на рис. 2.

Скорости горизонтальных смещений на всех профильных линиях на горизонтах с отметками от 720 до 660 м составляют от 0,9 до 3,8 мм. Причины имеющихся деформаций, изменения величин горизонтальных и вертикальных смещений от цикла к циклу приведены на рис. 3, из которого видно, что по мере увеличения атмосферных осадков величины как горизонтальных, так и вертикальных смещений увеличиваются. По мере роста атмосферных осадков кривая осадков идет вниз, т.е. осадки реперов увеличиваются. По мере прекращения атмосферных осадков кривая осадков идет вверх, т.е. осадки уменьшаются (это летние месяцы), затем к октябрю месяцу все повторяется. Это происходит с небольшим смещением во времени.

Таблица 2

Максимальные значения величин смещений и средние скорости деформаций по профильным линиям

Наименование	Профильная линия I-I, смещение, mm	Профильная линия II-II, смещение, mm	Профильная линия III-III, смещение, mm
Горизонтальные смещения			
Скорости смещений по максимальным значениям	0,04 mm/d	0,03 m/d	0,04 m/d
Средние значения	22,3	18,0	25,7
Скорости по средним значениям	0,03 mm/d	0,02 m/d	0,03 mm/d
Вертикальные смещения			
Скорости смещений по максимальным значениям	-0,08 mm/d	0,10 mm/d	0,09 mm/d
Средние значения	-54,0	-7,3	-67,3
Скорости по средним значениям	-0,07 mm/d	-0,09 mm/d	-0,09 mm/d

Таким образом, на промежутке времени с октября 2008 по декабрь 2010 гг. при полном годовом цикле происходило синусоидальное изменение величин вертикальных смещений от влияния атмосферных осадков.

Что касается горизонтальных смещений, то здесь процесс роста деформаций зависит не только от атмосферных осадков, но и от колебаний температуры окружающего воздуха. Если вертикальные смещения по мере прекращения осадков уменьшаются, то горизонтальные смещения продолжают и в летние периоды, но с небольшим колебанием амплитуд. Это, прежде всего, связано с односторонним линейным расширением отработанной части уступов, где закреплены рабочие репера.

Поэтому наблюдается незначительный, но непрерывный рост горизонтальных смещений. Водонасыщенный слой массива при нагревании (солнечная сторона склона) может существенно повлиять на характер деформаций.

Из анализа наблюдений можно сделать вывод о том, что существенными факторами, влияющими на деформации бортов, являются сезонные изменения температур воздуха, атмосферные осадки и колебание уровня подземных вод. Также одним из основных факторов устойчивости Северного

борта карьера является его обводненность.

Следует особо обратить внимание на колебание уровня грунтовых вод. Это явление изменяет состояние грунта, уплотняя его при понижении и разуплотняя при повышении уровня.

Все эти факторы, с учетом трещиноватости массива и наличием тектонических разломов в пределах исследуемого участка, могут играть существенную роль в состоянии устойчивости Северного и других участков бортов карьера, тем более, что процесс разработки карьера продолжается и в этих условиях совместное влияние вышеприведенных факторов может иметь большое значение при развитии деформационных процессов.

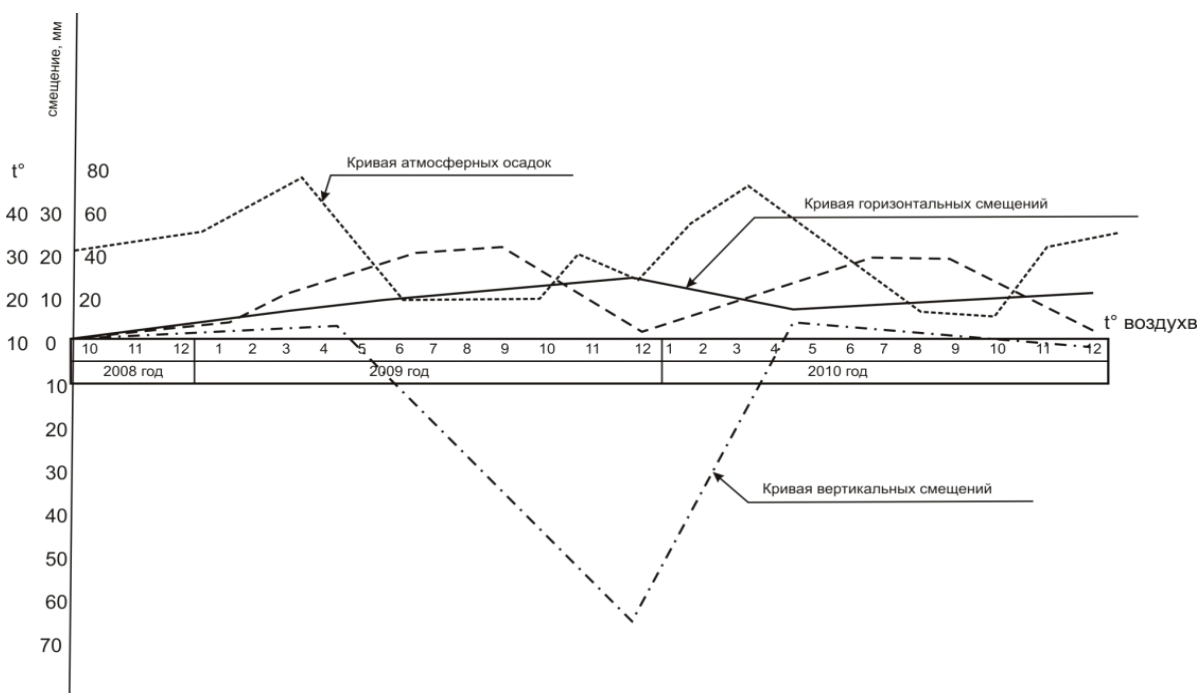


Рис. 3. Изменения величин атмосферных осадков, горизонтальных и вертикальных смещений

Анализируя результаты наблюдений предыдущих лет, выполненных до разгрузки массива, а также по результатам наблюдений последних лет можно оценить состояние устойчивости массива.

По результатам предыдущих лет коэффициент запаса был принят равным 1,15, т.к. при смещении призмы сдвижения в пределах 0,5-2,0 м коэффициент запаса устойчивости борта принимается в пределах 1,1-1,15. В нашем случае при величине скорости подвижки по максимальным значениям от 0,02 до 0,4 мм/мес., величине горизонтального смещения 28 мм (профильная линия III-III) и по средним значениям скоростей смещений от 0,021 до 0,04 мм/мес., а также скорости вертикальных смещений от 0,08 до 0,10 мм/д. и при максимальном смещении 73 мм коэффициент запаса устойчивости участка скорости смещений можно принять также равным 1,3-1,4. Оползневой процесс на участке Северного борта можно считать на данный момент находящимся в стадии равновесия внешних сдвигающих сил и внутренних сил сопротивления сдвигу.

Помимо измерений с помощью приборов спутникового позиционирования, было произведено геометрическое нивелирование по опорным и рабочим реперам в прямом и обратном направлениях по программе нивелирования III класса.

Нивелирование выполнено по 11-ти секциям, разности превышений, полученных из прямого и обратного хода по секциям, не превышают допусков, установленных для нивелирования III класса ($10 \sqrt{L}$ мм, где L – длина хода в км или $2,6 \sqrt{n}$ мм, где n – количество штативов в секции). Общая длина ходов в сети – 17,7 км, суммарное число штативов в сети – 315, количество узловых точек – 4.

Отметки рабочих реперов получены относительно высоты исходного пункта BURV, расположенного вне зоны влияния происходящих на карьере подвижек. Результаты, полученные из наблюдений по спутниковой системе (СНС) и из геометрического нивелирования, хорошо согласуются.

По результатам измерений по спутниковой системе измерений (СНС), средняя скорость смещений составила 0,14 мм/д., а по данным из геометрического нивелирования – 0,13 мм/д. Близкие по значению сравнительные характеристики подтверждают надежность полученных данных по СНС, что служит также дополнительным контролем измерений.

Комплексное изучение физико-механических деформационно-прочностных свойств горных пород, включая глубинные горизонты карьера, позволили дополнительно уточнить физико-механические характеристики пород в условиях массива. Широкий диапазон обзора и анализ геологической и геодинамической ситуации Северного борта Кальмакырского месторождения позволили уточнить коэффициент запаса устойчивости и принять его $n=1,4$. По результатам спутниковых наблюдений, при общей средней величине смещения 49,8 мм, средние скорости сдвижений по профильным линиям составили от 0,11 до

0,14 мм/д. Из этого следует, что оползневой процесс на участке Северного борта можно считать на данный момент находящимся в стадии равновесия внешних сдвигающих сил и внутренних сил сопротивления сдвигу.

В результате анализа полученных данных по реперам и с учетом отстояния их от линий разломов, необходимо при продолжении наблюдений по всем профильным линиям, где они пересекают разломы, установить дополнительные репера по обеим сторонам (ближе к линиям разломов), причем эти знаки должны быть заложены на соответствующие глубины с учетом геологического строения места установки. Учитывая, что до сих пор точных величин смещений по разломам не установлено, очень важным моментом является определение самого факта существования неотектонических подвижек по разломам.

С целью уточнения геодинамических процессов, происходящих на исследуемом участке и их влияния на устойчивость бортов, необходимо организовать стационарные высокоточные геодезические измерения по существующим разломам с целью установления количественных характеристик движений в пределах разлома в трех плоскостях.

Учитывая интенсивную трещиноватость и склонность пород к выветриванию, наличия тектонических факторов и обводненность пород, гарантировать полное отсутствие деформаций в процессе отработки карьера практически невозможно. Для этого с целью получения величины определяющего фактора необходимо провести ряд организационно-технических мероприятий, таких как продолжение комплекса маркшейдерских наблюдений с использованием спутниковых навигационных систем (GPS) по трем существующим профильным линиям, а также добавить к ним три поперечные профильные линии на отметках 700, 600 и 500 м с цикличностью измерений – два полных цикла в течение года и два неполных между полными (основными) циклами измерений. Работы должны выполняться в течение двух-трех лет.

Кроме этого, провести модернизацию существующей опорной сети с учетом возможностей использования её для организации специальных работ, связанных с натурными наблюдениями за деформациями бортов.

Практика производства геодезических работ показывает, что при создании планово-высотного обоснования крупных объектов промышленно-гражданского строительства, гидротехнического строительства, карьеров, а также других объектов, занимающих значительные территории по площади, и их эксплуатации возникает необходимость создавать сети, которые с самого начала строительства должны быть сориентированы не только на проведение работ, связанных с обслуживанием строительства, но и на определение деформаций сооружений, бортов карьеров, неотектонических подвижек горных блоков и т. д. Многие из вышеперечисленных работ должны быть начаты ещё задолго до начала строительства.

Для анализа результатов сдвижений и полноты определения их количественных характеристик необходимо организовать наблюдения за фильтрационными деформациями откосов, уступов в пределах расположения существующих и вновь намечаемых профильных линий маркшейдерских наблюдений. С целью установления общей картины трещиноватости и направления фильтрационных потоков, по ним необходимо провести комплекс геофизических работ на участке между карьерами Кургашинокан и Кальмакыр. Для определения направления и величины горизонтального смещения по глубине массива следует провести инклинометрические измерения.

Изучение движений пород вдоль трещин и разломов в период эксплуатации карьера имеет важное значение для решения вопроса о возможности дальнейшего его расширения и обеспечения его безопасного функционирования.

Скорость движений по трещинам и разломам незначительна.

Поэтому к точности геодезических измерений предъявляют повышенные требования, т.к. стоит задача установления самого факта существования неотектонических подвижек в пределах существующих разломов.

Плановые смещения по трещинам и разломам наиболее целесообразно определять из створных и линейных измерений, а вертикальные подвижки — методом высокоточного нивелирования. В качестве планово-высотных знаков используют знаки, исключая элементы приведенных (центрировку и редукцию визирных целей).

В результате исследований величины смещений из створных измерений для расстояний до 400 м получаются с точностью $\pm 0,6$ мм.

Для условий карьера Кальмакыр и подобных ему объектов опорные и контрольные знаки при определении смещений желательнее устанавливать на разломах в пределах 100 м. В этом случае ср. кв. ошибка определения подвижек составит порядка $\pm 0,14$ мм.

Таким образом, створным методом представляется возможность определять горизонтальную составляющую относительно направления вдоль разлома, т.е. определять величину скольжения одного блока относительно другого с высокой точностью. Что касается определения вертикальной составляющей подвижки блоков разлома относительно друг друга, то она (как указывалось выше) определяется методом высокоточного нивелирования.

Список литературы:

1. Руководящий технический материал по применению геодезических спутниковых приемников при создании и реконструкции сетей сгущения (ГККИНП-01-014-98). - Ташкент: Узгеодезкадастр, 1998.
2. Рахимов В.Р. Мурзайкин И.Я. Определение неотектонических подвижек скальных блоков геодезическими способами (на примере Токтогульской ГЭС) Горный вестник Узбекистана №2 город Навои 2006 г.

УДК 622.647.2.015

© Султанов К.С., Халикулов Э.Х., Руми Д.Ф., Логинов П.В. 2013 г.

ПАРАМЕТРЫ КОЛЕБАНИЯ ОПОР И САМОЙ КОНСТРУКЦИИ КНК ПРИ ВОЗДЕЙСТВИИ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗОК

Султанов К.С., главный научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, докт. физ.-мат. наук, профессор; **Халикулов Э.Х.**, директор Центрального рудоуправления НГМК; **Руми Д.Ф.**, старший научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, канд. техн. наук; **Логинов П.В.**, младший научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз.

Dinamik kuchlanish tasiri ostida KНК-270 konstruksiyasi va tayanchlaridagi tebranish parametrlari aniqlangan. Dinamik masala echimi orqali Sharqiy borda joylashgan KНК-270ga tasir etadigan uch xil dinamik: portlatish, tebranish va seysmik kuchlanishlarning tasiri o'rganilgan.

In order to determine the motion parameters of the design of supports and SIC-270 when exposed to dynamic loads has been considered the problem of the dynamic behavior of the conveyor SIC-270 on the East side of the slope in the dynamic effects of three types of explosive, vibration and seismic.

При воздействии динамических нагрузок, возникающих от массовых взрывов, производимых на контуре карьера Мурунтау, от функционирования комплекса КНК-270 (технологические нагрузки) и от возможных землетрясений в районе месторождения Мурунтау конструкция КНК приходит в колебательное движение. При этом наиболее опасными являются резонансные режимы, при которых частота собственных колебаний конструкции КНК совпадает с частотами колебания внешней нагрузки. Горный массив Восточного борта, его склон с выступами в целом, согласно статическим расчётам, являются устойчивыми. Статические нагрузки (собственный вес горного массива, собственный вес комплекса КНК-270 на опоры и т. д.) для функционирования КНК-270 не представляют опасность. Воздействия динамических нагрузок, особенно если они могут создать резонансные режимы, являются опасными. Поэтому исследования динамических процессов в системе КНК и возникающие при этом параметры колебаний опор и самой конструкции КНК-270 являются актуальной задачей в обеспечении надёжной и устойчивой работы КНК-270.

Рассматривается динамическая задача о поведении конвейера КНК-270 на склоне Восточного борта при динамическом воздействии трех типов: взрывном, вибрационном и сейсмическом.

Комплекс КНК рассматривается как протяженная стержневая рамная конструкция.

Секции КНК-270 соединены между собой шарнирами. Опорные стойки конвейера установлены на уступах и соединены с фундаментом и с пролётом конструкции КНК-270 шарнирно. КНК-270 имеет 11 опор и 11 секций [1, 2].

Расчёты проводятся методом конечных элементов со стержневыми элементами. При этом предполагалось, что каждый узел имеет 5 степеней свободы: три линейных перемещения по осям и два угловых - повороты относительно главных осей инерции сечения (кручение стержней не рассматривается). Стержневые элементы, моделирующие конструкцию КНК, находятся в условиях изгибно-сдвиговой деформации.

Математическая постановка динамической задачи включает в себя вариационный принцип возможных перемещений совместно с принципом Даламбера, учитывающим силы инерции, и сводящим динамическую задачу к статической [3]:

$$\delta A = - \int_V \sigma_{ij} \delta \varepsilon_{ij} dV + \int_V \rho g \delta v dV - \int_V \rho \frac{\partial^2 u}{\partial t^2} \delta u dV = 0 \quad (1)$$

При расчетах принимались условия, что на каждую опору приходится ориентировочно по 1 МН веса конструкции КНК с горной породой, а плотность материала конструкции КНК (стали) составляет $\rho = 7,8 \cdot 10^{-2} \text{ МН/м}^3$. Для соблюдения этих условий были выбраны следующие геометрические параметры сечений конвейера:

Сечение опорных стоек представлено прямоугольником с приведенной площадью поперечного сечения - $0,2 \text{ м}^2$. Приведённая поперечная площадь сечения секций КНК - прямоугольник $0,5 \text{ м}^2$.

Рассматриваются колебания конструкции КНК-270 в плоскостях хz и ху. Ось z направлена перпендикулярно к оси КНК по оси опор (стоек), ось x направлена перпендикулярно к оси опор КНК, а ось y направлена перпендикулярно к оси КНК.

Расчёты выполнялись при следующих параметрах. Модуль упругости материала конструкции $E = \text{МПа}$; коэффициент Пуассона 0,3.

Первый этап вычислений состоял в определении собственных форм и частот конструкции. В этом случае методом конечных элементов, задача приводится к задаче нахождения собственных значений:

$$([K] - \omega^2 [M]) \{q\} = 0 \quad (2)$$

В результате решения (2) получаем значения собственных частот колебания конструкции. Они следующие:

$\omega_1 = 0,48, \omega_2 = 0,5, \omega_3 = 0,52, \omega_4 = 0,56, \omega_5 = 0,57, \omega_6 = 0,61, \omega_7 = 0,62, \omega_8 = 0,68, \omega_9 = 0,71, \omega_{10} = 0,76, \omega_{11} = 0,79, \omega_{12} = 0,8, \omega_{13} = 0,92, \omega_{14} = 0,96, \omega_{15} = 1,0, \omega_{16} = 1,2, \omega_{17} = 1,4, \omega_{18} = 1,7, \omega_{19} = 1,98, \omega_{20} = 2,2, \omega_{21} = 2,35, \omega_{22} = 2,42, \omega_{23} = 2,51, \omega_{24} = 2,52, \omega_{25} = 2,7, \omega_{26} = 3,1, \omega_{27} = 3,27, \omega_{28} = 3,3, \omega_{29} = 4,8, \omega_{30} = 5,4, \omega_{31} = 5,7, \omega_{32} = 8,8, \omega_{33} = 9,1, \omega_{34} = 12,9 \text{ Нз}$.

Собственные колебания конструкции конвейера имеют плотный спектр частот, а характер форм колебаний отражает колебания не всей конструкции одновременно, а ее отдельных секций.

Количество определенных собственных форм и частот равно 34, более высокие частоты выходят за рамки частот динамических воздействий, поэтому их влияние на вынужденные колебания конвейера, будет выражаться высокочастотными составляющими. Анализ полученных собственных форм позволяет определить наиболее опасные места конвейера в зависимости от частоты воздействия.

Определим параметры колебания опор и самой конструкции КНК-270 при воздействии взрывных, технологических и сейсмических нагрузок.

Взрывная нагрузка. Динамическая нагрузка, возникающая от массовых взрывов на контуре карьера Мурунтау, определённая по данным сейсмической службы карьера [4], имеет три компоненты и описывается уравнениями:

$$\begin{aligned} \frac{d^2 x}{dt^2} &= a_x \sin(2\pi \omega_x) \\ \frac{d^2 y}{dt^2} &= a_y \sin(2\pi \omega_y) \\ \frac{d^2 z}{dt^2} &= a_z \sin(2\pi \omega_z) \end{aligned} \quad (3)$$

где a, ω – амплитуда и частота воздействия, имеющие

значения: $a_x = 20 \text{ cm/s}^2$; $\omega_x = 8 \text{ Hz}$; $a_y = 20 \text{ cm/s}^2$; $\omega_y = 8 \text{ Hz}$; $a_z = 20 \text{ cm/s}^2$; $\omega_z = 8 \text{ Hz}$.

При указанной нагрузке получены перемещения всех узлов конструкции в трех направлениях. Максимальные продольные перемещения по оси x , согласно полученным результатам, достигаются в верхней части 4, 5, 9 - опор и в шарнирных соединениях секций конвейера (16, 17, 21), приходящихся на указанные опоры.

Как показывают приведенные результаты, перемещения опорных стоек и точек соединения секций увеличиваются со временем, и их величина к десятой секунде составляет около 3 см для стоек и около 1,5 см - для шарнирных соединений секций. Перемещения остальных опор и шарнирных соединений меньше указанных.

Полученные колебания носят резонансный характер, что объясняется близостью частоты воздействия (8 Hz) к одной, а именно - к 32-ой частоте собственных колебаний конструкции КНК (8,8 Hz), с формой колебаний, в которой преобладают колебания всех стоек опор в плоскости «xz», за исключением крайних 1-ой и 11-ой опор.

Согласно полученным значениям максимальных поперечных перемещений и из анализа форм и частот собственных колебаний следует, что корреляция двух форм (32-я и 33-я) с близкими частотами 8,8 Hz и 9,1 Hz при рассматриваемом воздействии с частотой 8 Hz приводит к так называемому «биению» 2-ой опоры гармоническими колебаниями с периодически меняющейся амплитудой. При этом 33-я собственная форма, согласно результатам, представляет собой поперечные перемещения только 2-ой опоры, поэтому именно ее колебания достигают наибольшей ам-

плитуды, тогда как амплитуды остальных точек в поперечном направлении значительно меньше. Периоды биений обусловлены несущими частотами, первая из которых (8 Hz) вызывает высокочастотные колебания с периодом 0,12 s, а разница близких собственных частот определяет квазипериод биений, равный $T = 3 \text{ s}$. Амплитуда биений второй опоры составляет 4 см, амплитуда остальных опор (3-ей и др.) в поперечном направлении на порядок меньше - около 0,4 см.

Поперечные колебания шарнирных соединений происходят примерно с постоянной амплитудой, что видно из рис. 1, где показаны перемещения узлов 9-ой секции (шарниры 20, 21) и верхней части конвейера (шарнир 13), прилежащей ко 2-ой секции. Максимальная амплитуда колебаний шарнирных соединений достигается в шарнире 21 и ее величина на 9-ой секунде составляет около 6 мм.

Вертикальные перемещения по оси z при взрывной нагрузке также происходят в резонансном режиме, хотя по сравнению с продольными малы, их максимальная амплитуды к концу 10 секунды для 9-ой опоры составляет около 1 мм. Амплитуда вертикальных перемещений шарнирных соединений секций превышает амплитуду перемещений опор и к концу 10-ой секунды ее максимальная величина в шарнире 14 (соединение 2-ой и 3-й секций) - составляет около 2 см.

Формы собственных колебаний подтверждают полученный характер перемещений точек конструкции, а именно, при частоте воздействия, близкой к 32-й частоте собственных колебаний конструкции, в форме собственных колебаний преобладают колебания нижних опор (8, 9) в плоскости «xz». Поэтому амплитуды продольных и вертикальных перемещений нижних опор конвейера при выбранном воздействии имеют резонансный характер, что и показывают результаты.

Что касается поперечных колебаний, то следует отметить, что биение 2-ой опоры объясняется близостью частоты воздействия к 33-ей частоте собственных колебаний, форма которой представляет поперечное перемещение только 2-ой опоры. Амплитуда колебаний 2-ой опоры в абсолютном выражении превышает достигнутые к концу 10 секунды амплитуды продольных и вертикальных колебаний и составляет около 4 см.

Таким образом, наиболее подверженные принятой нагрузке с частотой 8 Hz являются нижняя часть (20, 21) конструкции конвейера и секция второй опоры.

Технологические нагрузки. Рассматривается динамическое поведение конвейера при воздействии технологических нагрузок, определяемых законом (3), где амплитуда воздействия по всем направлениям одинакова и равна $a_x = a_y = a_z = 3 \text{ cm/s}^2$, а частота воздействия в горизонтальной плоскости $w_{x,y} = 7 \text{ Hz}$, а по вертикали $w_z = 13 \text{ Hz}$.

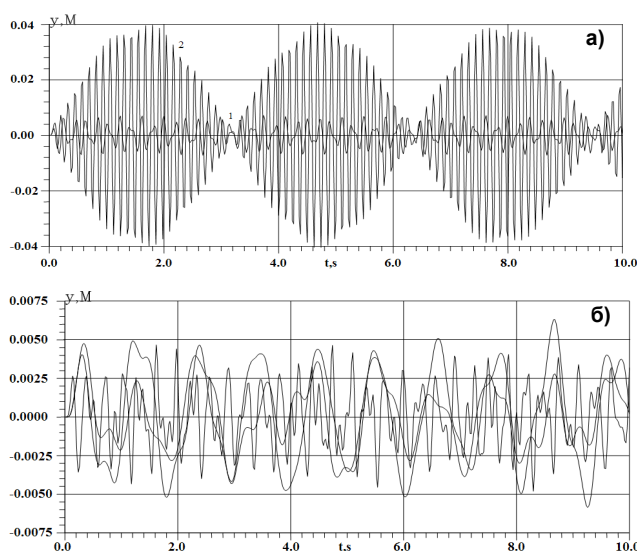


Рис. 1. Поперечные колебания опор и узлов шарнирных соединений конвейера при взрывной нагрузке: поперечные перемещения по оси y 2-ой опоры (биения) и 3-ей опоры (амплитуда 4 мм) (а) и максимальные перемещения по оси y шарниров 13, 20, 21 (б)

Как показывают результаты, полученные для продольных колебаний при технологической вибрации, наибольшая амплитуда (около 1 мм) достигается в центральной части конструкции (опоры 6, 7, 8). Такая малая амплитуда объясняется малой амплитудой воздействия - всего $0,03 \text{ m/s}^2$. Колебания носят нестационарный характер с частотой 7 Hz.

Наибольшая амплитуда поперечных колебаний отмечается для 1-ой опоры (3 мм) и 3-ей опоры (2 мм), что превышает амплитуду продольных колебаний. Частота колебаний 7 Hz и соответствует частоте воздействия в горизонтальном направлении. 1-ая и 3-я стойки опор колеблются в режиме биений с квазипериодом 0,7 с, в течение которого амплитуда колебаний с несущей частотой 7 Hz сначала увеличивается до максимума, а затем снижается до начального значения.

Амплитуды колебаний остальных опор имеют стационарные значения около 1 мм, причем частота колебаний нижних опор (8 - 11) несколько ниже частоты верхних, что объясняется их высотой, превышающей высоту центральных и верхних опор.

Вертикальные перемещения опор при технологической вибрации представляются высокочастотными колебаниями (с частотой 13 Hz) и малой амплитудой (порядка 0,02 мм), причем самая малая амплитуда наблюдается в верхних ($< 0,02$), и чуть больше ($> 0,02$) - в нижних опорах.

Продольные перемещения центральных опор (6, 7, 8) при указанной частоте воздействия достигают 0,1 см. Амплитуда остальных частей конвейера еще меньше.

Амплитуда высокочастотных вертикальных колебаний - невелика (всего порядка 0,02 мм). Как было отмечено, такие незначительные амплитуды колебаний обусловлены малой амплитудой технологического воздействия - всего $0,03 \text{ m/s}^2$.

Сейсмические нагрузки задаются в виде (3) с одинаковой амплитудой и частотой воздействия по всем направлениям: т. е. $a = a_z = 100 \text{ cm/s}^2$; $w = w_z = 0,2 \text{ Hz}$. Заданное низкочастотное воздействие имеет период 5 с, и имеет вид гармонических колебаний с низкой частотой.

Сейсмическое воздействие представляет собой низкочастотное гармоническое воздействие с амплитудой, превышающей ранее рассмотренные и частотой, не входящей в спектр частот собственных колебаний конструкции. Поэтому полученные колебания представляют собой низкочастотные колебания с периодом 5 с, сопровождаемые высокочастотными гармониками и довольно большой амплитудой. Амплитуда продольных колебаний центральных опор (5, 6) составляет 5 см, а точки шарнирных соединений в нижней части конструкции (20, 21, 22) отклоняются на 20 см вдоль оси конвейера.

Амплитуды поперечных колебаний нижних опор (8, 10, 11) конвейера - 20 см, а шарнирные соединения секций около этих опор (20, 21, 22) - до 24 см (рис. 2).

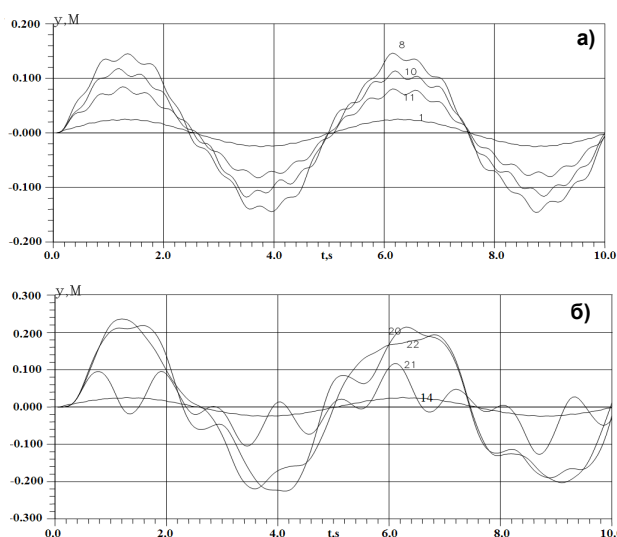


Рис. 2. Поперечные перемещения опор (1, 8, 10, 11) (а) и шарнирных соединений (14, 20, 21, 22) (б) конвейера при сейсмической нагрузке

Вертикальные колебания при сейсмическом воздействии указывают на незначительные вертикальные колебания опор и значительные - от 20 до 30 см - амплитуды колебаний шарнирных соединений секций конвейера, особенно в его нижней части (20, 21, 22).

Такие большие амплитуды перемещения конвейера объясняются значительной амплитудой сейсмического воздействия, соответствующего 7 - балльному землетрясению.

Полученные также результаты расчётов показывают, что максимальные значения скоростей перемещений шарнирных соединений конвейера (около 40 см/с) достигаются в нижних секциях конвейера (19 - 22) и в 14-ом шарнире, примыкающем ко второй опоре, а значения скорости в центральных опорах (5 - 8) составляет около 10 см/с.

При этом знак скоростей для всех опор в каждый момент времени одинаков - это означает, что продольные перемещения опор происходят синхронно в одном направлении.

Максимальная поперечная скорость достигается в шарнирных соединениях 20 - 22, где в определенные моменты времени величина скорости достигает 60 см/с. В центральных (4 - 7) и в нижних опорах (8 - 11) величина скорости равна 20-25 см/с.

Различные знаки скоростей шарнирных соединений одной секции, в частности, 14 и 15, указывают на их поворот относительно оси опоры.

Как показывают результаты расчётов, с амплитудой ускорения в продольном направлении (вдоль конвейера), составляющем $1 - 1,5 \text{ m/s}^2$, колеблются соединения центральной части конвейера. Амплитуда ускорения опорных стоек равна 50 cm/s^2 .

В поперечном направлении - перпендикулярно оси конвейера - ускорение центральных опорных сто-

ек (8 - 10) колеблется в диапазоне от -2 до 2 m/s^2 . В таком же диапазоне изменяется ускорение шарнирных соединений нижней части конвейера (20 - 22).

Вертикальное ускорение опоры и шарнирных соединений конвейера, где максимальные ускорения нижних опор составляет чуть менее 15 cm/s^2 , а максимальные ускорения шарнирных соединений - 14, 17, 19, 22 равны 2 m/s^2 .

Таким образом, на основании приведенных расчетов динамических характеристик вынужденных колебаний конструкции КНК-270 при различных динамических воздействиях (взрывных, вибрационных, сейсмических) можно сделать следующие выводы.

1. Результаты расчетов позволяют указать уязвимые места конструкции при динамических воздействиях.

2. При динамическом воздействии, частота которого совпадает с частотой собственных колебаний конвейера, в конструкции возникает резонансный режим, приводящий к существенным колебаниям той

или иной ее части. При взрывной нагрузке наиболее уязвимыми являлись центральная и нижняя части конструкции.

3. Близость частоты воздействия к двум частотам собственных колебаний вызывает биения тех элементов конструкции, перемещения которых преобладают в соответствующих формах колебаний. При взрывной нагрузке таким элементом являлась вторая опора, амплитуда поперечных колебаний которой превалировала над перемещениями остальных опор.

4. Высокочастотные воздействия (технологические вибрации) вызывают высокочастотные колебания с преобладающими амплитудами колебаний центральной и верхней части конструкции в направлении, перпендикулярном оси конструкции.

5. Низкочастотное (сейсмическое) воздействие вызывает низкочастотные колебания, сопровождаемые высокочастотными гармониками. При этом наиболее уязвимыми являются нижние и центральные опоры конструкции.

Список литературы:

1. Санакулов К.С., Шеметов П.А. Развитие циклично-поточной технологии в транспортной системе глубоких карьеров с применением крутонаклонных конвейеров // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2011. - № 2. - с. 14-18.
2. Санакулов К.С., Шеметов П.А., Киченко В.И. Особенности технологии монтажа крутонаклонного конвейера // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2011. - № 2. - с. 18-26.
3. Султанов К.С., Халикулов Э.Х., Руми Д.Ф., Логинов П.В. Устойчивость уступов борта карьера Мурунтау с учётом нагрузок от КНК - 270 // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2013. - № 2. - с. 102-105.
4. Сейтбаев Ш.А. Мониторинг состояния откосов бортов на карьере Мурунтау // Горный вестник Узбекистана. - Навои, 2012. - № 1. - с. 75-79.

УДК 624/628

© Умаров Ф.Я., Юлдашев О.Я. 2013 г.

РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ КОНТРОЛЯ СОСТОЯНИЯ ОТВЕТСТВЕННЫХ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ И СОЗДАНИЕ ЕДИНОЙ СИСТЕМЫ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА В КАРЬЕРЕ МУРУНТАУ

Умаров Ф.Я., декан факультета «Геология и горное дело» ТашГТУ, канд. экон. наук; Юлдашев О.Я., начальник рудника Каракутан Рудоуправления ГМЗ-1 НГМК

«Muruntau» kareridagi geodinamik monitoring sistemasi va kon ishlarini olib borishdagi informatsion parametrlarni boshqarish bort mustaxkamlik malumotlari, deformatsiya yuzaga kelgan joylarini aniqlash va bartaraf qilishga, hamda kon ishlarining xavfsizligini taminlashga olib keladi.

Implemented on a career Muruntau system geodynamic monitoring and management of informative parameters in the process of mining operations can still at the stage of mine planning to make a reliable prediction of the stability of the boards, set the space of possible deformations and to take measures to prevent them, thereby providing a high level of safety in mining continuously operating production.

Проектирование и реконструкция крупных карьеров в современных условиях должны учитывать изменяющиеся с глубиной отработки физико-механические свойства пород, влияния природных и горнотехнических факторов на сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений. Сложность в оценке геодинамических процессов, возникающих в прибортовом массиве, вызывают необходимость в постановке специальных исследований для конкретных условий рассматриваемого карьера. Безопасность и эффективность работы крупных карьеров во многом определяются используемыми методами контроля (технологии и технические средства) за состоянием ответственных инженерных сооружений карьера, за происходящими деформационными процессами и созданием единой системы геомеханического мониторинга в карьере.

Разработка методов контроля состояния ответственных инженерных сооружений в карьере направлена на создание единой системы геомеханического мониторинга и повышение эффективности и безопасности открытой разработки месторождений полезных ископаемых.

Под геомеханическим мониторингом в работе понимается система непрерывного наблюдения за параметрами и управление состоянием ответственных инженерных сооружений в карьере, основанная на получении новой информации о физико-механических характеристиках горных пород прибортового массива карьера, учете природных и горнотехнических факторов, анализе влияния технологических параметров на геомеханические процессы, происходящие в прибортовом массиве.

Для определения причин деформаций уступов и бортов, инженерных сооружений карьера, а также для разработки мероприятий по их прогнозированию и предотвращению необходимо в период строительства и эксплуатации карьеров обеспечить непрерывное наблюдение за устойчивостью откосов. В результате наблюдений и замеров должны быть определены:

- условия, в которых возник и развился процесс деформации в карьере (тип пород, структура массива, высота и угол откоса уступа, время стояния откоса до начала деформации);

- характеристика процесса нарушения устойчивости горного массива карьера, начиная с момента развития микроподвижек (тип нарушения, продолжительность процесса и его скорость в период возникновения, развития и затухания, размер нарушенного участка и т. д.);

- характеристика степени снижения устойчивости горного массива карьера под воздействием атмосферных осадков и выветривания;

- характеристика степени снижения устойчивости массива в зависимости от скорости подвигания фронта горных работ в карьере.

Большинство распространенных методов расчета в настоящее время основано на определении сдвигающих и удерживающих сил, действующих по наиболее вероятной поверхности скольжения. Определение положения поверхности скольжения карьерного откоса и ее формы является наиболее важным этапом расчета.

Основной задачей является не только определять устойчивые углы наклона бортов карьера, но управлять состоянием массива горных пород карьера для достижения лучших экономических показателей, использования недр и земельных ресурсов.

Под управлением состояния массива горных пород понимается комплекс научных и технических мероприятий, направленных на достижение оптимальных параметров карьерных откосов, при которых обеспечиваются безопасность ведения горных работ и их максимальная экономическая эффективность. Состав комплекса этих мероприятий определяется природными и горнотехническими условиями разработки месторождений.

Анализ причин деформирования откосов бортов, поставленных в предельное положение на карьере Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК показывает, что характер и величины разрушающих деформаций зависят от глубины, угла наклона бортов карьера, физико-механических свойств и структурных особенностей горного массива. Время устойчивого существования откоса колеблется от 2 месяцев до 6 - 7 лет. Знание потенциально опасных по деформациям участков позволяет на стадии планирования горных работ установить места возможных деформаций и принять меры по их предотвращению. Определены характеристики (тип, объемы и скорость развития) предполагаемых деформаций, что позволяет оценить их возможное воздействие на ведение горных работ и прогнозировать меры для поддержания необходимого уровня безопасности персонала карьера и оборудования.

По результатам анализа геологического строения и физико-механических свойств пород бортов карьера Мурунтау, характера обводненности породного массива, данных геодинамического районирования местоположения деформаций и условий их возникновения выявлены протяженные участки с одинаковыми условиями устойчивости, что дало возможность составить карту районирования карьерного поля с оконтуриванием типов участков, характеризующихся различной степенью устойчивости (устойчивый, условно неустойчивый, неустойчивый). При этом влияние природных и горнотехнических факторов на устойчивость бортов карьера в предельном положении определено с учетом применения на карьере специальной (противодеформационной) технологии заоткоски.

На карьере разработана и составлена карта районирования карьерного поля, на основании которой выполнено районирование бортов карьера по степени устойчивости (табл. 1). Наибольший интерес пред-

Таблица 1

Районирование бортов карьера по степени устойчивости

Район	Местоположение	Геологическое строение	Гидрогеологические условия	Оценка устойчивости	Предварительные рекомендации
Устойчивый	Северный борт, гор. +465 m и выше	Породы представлены переслаивающимися алевролитами и сланцами различного состава с подчиненными прослоями песчаников	Участки обводнены спорадически	Относительно устойчив. Возможны мелкие обрушения и осыпи	Дополнительные требования по безопасному ведению горных работ не требуются
	Западный борт	Алевролиты и сланцы различного состава (кварц-слюдистые, хлоритовые, хлорит-серицитовые)			
	Восточный борт	Участок сложен толщей переслаивающихся алевролитов и сланцев различного состава. В зоне Южного разлома породы малопрочные представлены тектонитами и милонитами			
Условно неустойчивый	Восточный борт	Участок сложен переслаивающимися алевролитами и сланцами различного состава	Участки обводнены	Условно не устойчив. Возможны обрушения в зоне влияния Южного и Северного разломов	Работать согласно «Требований для безопасного ведения горных работ в приконтурных зонах и зонах деформаций»
	Северный борт	Участок сложен окварцованными алевролитами, кварцевыми метасоматитами, кварцитами			
	Южный борт	Участок сложен алевролитами и сланцами различного состава. В зоне Южного разлома породы малопрочные, трещиноватые			
	Западный борт	Переслаивание алевролитов, сланцев, алевросланцев и метаалевролитов			
Неустойчивый	Южный борт	Породы сложены толщей переслаивающихся алевролитов и сланцев различного состава. В зоне Южного разлома породы малопрочные разбиты многочисленными складчатыми и разрывными нарушениями	Участки обводнены спорадически	Условно не устойчив. Возможны обрушения в зоне влияния Южного и Северо-Восточного разломов	Работать согласно «Требований для безопасного ведения горных работ в приконтурных зонах и зонах деформаций»
	Северный борт, гор. +465 m и ниже	Участок сложен окварцованными алевролитами, кварцевыми метасоматитами, кварцитами			

ставляют неустойчивые участки, расположенные в районе северного и южного бортов карьера, так как именно в них сосредоточено наибольшее количество деформаций. Неустойчивый участок, расположенный на северном борту карьера, по всей протяженности характеризуется наклонным залеганием слоев в сторону карьера в пределах $25-35^{\circ}$. Поэтому при рекомендуемом генеральном угле наклона северного борта, равном 38° , неизбежна подрезка породных слоев в нерабочем борту карьера, однако, как отмечается в [2], скальные породы допускают подрезку слоев и контактов с углами падения до 35° без существенного снижения устойчивости уступов. Наибольшая вероятность деформирования пород в уступах борта карьера относится к выпуклой в плане части борта. Поверхности ослабления, способные участвовать в формировании поверхности скольжения, отсутствуют, массив можно рассматривать как квазигомогенную среду. Неустойчивый участок расположен на южном борту карьера. Породы, слагающие прибортовой массив,

представлены флишеподобной толщей переслаивающихся алевролитов и сланцев углеродистых и слюдисто-кварцевых с линзами и прослоями углистых сланцев. Близость крупного Южного разлома и оперяющих его дизъюнктивных нарушений существенным образом осложнило залегание пород многочисленными складчатыми нарушениями. Нижняя пачка пород прибортового массива имеет падение в сторону карьера под углом около $30-35^{\circ}$. Выше по разрезу угол падения пород в сторону карьера увеличивается до $50-59^{\circ}$.

В целом неустойчивые участки характеризуются неблагоприятным падением слоев пород в сторону выработанного пространства, наличием разнонаправленных тектонических трещин, наличием в толще алевролитов и сланцев, прослоев углеродисто-слюдистых сланцев с низкими показателями сопротивления, а также статистически выделяющихся по количеству ранее происшедших деформаций. При ведении горных работ на неустойчивых участках

требуется разработка мер по поддержанию необходимого уровня безопасности персонала и оборудования.

Условно неустойчивые участки характеризуются меньшей степенью влияния тех же неблагоприятных факторов, что и на неустойчивых участках, являясь промежуточной зоной между устойчивыми и неустойчивыми массивами, оконтуренной с учетом геометрии выработанного пространства. На неустойчивых участках возможны осыпи и мелкие вывалы, не представляющие опасности для ведения горных работ. При отработке могут потребоваться дополнительные меры безопасности.

Устойчивые участки характеризуются благоприятным залеганием слоев пород, отсутствием зон трещиноватости генетически связанных с тектоническими разломами, геометрическими параметрами бортов со значительным коэффициентом устойчивости и статистически минимальной вероятностью развития деформаций. При ведении горных работ на данных участках не требуются дополнительные меры безопасности.

Следует отметить, что при районировании бортов карьера по степени устойчивости границы участков характеризуют общее состояние оконтуренного прибортового массива и поэтому в процессе ведения горных работ проводится уточнение геомеханической ситуации, позволяющей обеспечить надежное прогнозирование развития деформационных процессов, и своевременно принять меры для поддержания необходимого уровня безопасности персонала и оборудования.

Для установления продолжительности устойчивого состояния отработанных участков месторождения, находящихся в выявленных предварительной диагностикой потенциально опасных по деформациям участках, организовано наблюдение средствами мониторинга, предусматривающего несколько последовательных этапов работы, позволяющих развивать и дополнять методы интерпретации результатов наблюдений и прогнозирования устойчивости прибортового массива. При этом решающее значение в оценке состояния массива горных пород принадлежит аппаратному контролю.

Известно, что решение вопросов обеспечения устойчивости бортов карьера и его уступов, своевременное предупреждение деформаций элементов открытых горных разработок невозможно без постоянного контроля за состоянием уступов бортов карьера и всего прибортового массива. Поэтому для дальнейшего развития карьера Мурунтау с учетом проведенного районирования карьерного поля по участкам вероятного деформирования уступов бортов создана маркшейдерская полигонометрическая сеть из опорных пунктов и рабочих реперов, которая используется в качестве базовой для получения координат рабочих реперов методом спутниковой геодезии с применением спутниковых навигационных систем (GPS - систем). Соз-

данная маркшейдерская сеть для высокоточных наблюдений отвечает возросшим требованиям к обеспечению длительной устойчивости бортов при увеличении их высоты и позволяет определять приращение координат между опорным пунктом и рабочими реперами с точностью до 1,2 см.

Получаемая в результате мониторинга информация представляет собой значительный объем, требующий обработки и систематизации. Для решения данной задачи создана база данных геологической, маркшейдерской, геомеханической и горнотехнической информации, являющихся основой для проектирования, планирования горного производства и геомеханических исследований.

С целью изучения внутреннего строения прибортового массива, определения потенциальной поверхности скольжения формирующейся деформации, выявления зон трещиноватости, характеризующих начальные стадии развития оползня, необходимо использовать современную аппаратуру, позволяющую оперативно ответить на поставленные задачи. Также не менее важной задачей является комплексный подход к оценке устойчивости деформировавшегося участка с целью заблаговременного принятия решения о технологии горных работ в его пределах.

Известно, что наибольшее применение на карьерах получили методы визуальных, упрощенных и инструментальных маркшейдерско-геодезических наблюдений за деформациями откосов. Сущность данных наблюдений состоит в фиксации видимых проявлений нарушений устойчивости откосов, характера трещиноватости массива и последствий взрывных работ в зоне их влияния (визуальные наблюдения), а также получении количественных закономерностей деформирования откосов с целью определения скорости, величин деформаций откосов и критической величины их смещений на прогрессивной стадии деформирования (упрощенные и инструментальные наблюдения).

Решить данную задачу позволяют геофизические методы наблюдений, обладающие рядом преимуществ, в ряду которых значительная глубинность исследований, большая производительность и высокая чувствительность к структурным изменениям в массиве горных пород.

Проведен комплекс исследований, включающий детальные геофизические исследования структуры приконтурного массива и режимные маркшейдерские наблюдения. Основной целью исследований было выполнение оценки состояния устойчивости массива горных пород в зоне развития деформации, а также нахождение плоскости возможного сдвижения пород северного борта карьера в пределах горизонтов +285 - +165 m. Геофизические наблюдения методом электроразведки (вертикальные электрические зондирования - ВЭЗ) проводились симметричной установкой на трех горизонтах (гор. +285; гор. +255; гор. +185 m). При этом разности питающих электродов определя-

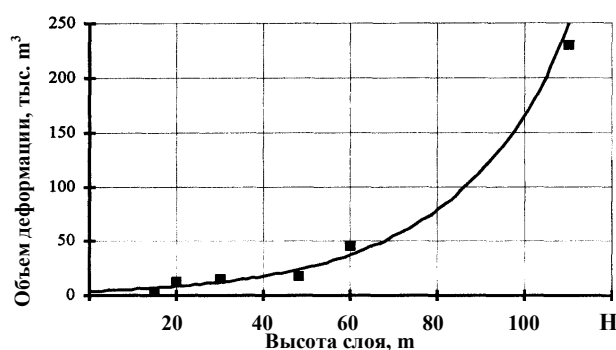


Рис. 1. Зависимость объема деформации от высоты деформированного слоя пород

лись для каждого горизонта отдельно, исходя из геометрических параметров блока и условий наблюдений. Замеры проводились со 100% повторением в прямом и обратном ходе, при этом погрешность измерений не превысила 5%. Интерпретация результатов ВЭЗ с учетом данных маркшейдерских наблюдений позволила построить геоэлектрические модели исследуемого участка борта карьера непосредственно в зоне деформации, на которой выделяются зона разлома, структурные неоднородности и зона сильно трещиноватых пород в основании деформации. Анализ полученных инженерно-геологических и геофизических данных о структуре участка деформации показывает, что линией вероятного скольжения на данном участке являются зоны трещиноватых пород, генетически связанных с меридиональным разломом, имеющие мощность до 5 м.

Следующим этапом оценки устойчивости участка деформации являлось построение математической модели деформированного участка с учетом сниженных коэффициентов сцепления и трения пород в массиве. Расчет проводился согласно общепринятым алгоритмам для квазиизотропной среды с использованием специализированного программного пакета DNEPR, разработанного совместно с ИПНЭ НАНУ (Украина). Также учитывалась имперически определенная зависимость объемов деформаций прибортового массива карьера Мурунтау от высоты деформированного слоя пород (рис. 1).

Проведенный комплекс исследований на участке деформации позволил оперативно оценить состояние массива горных пород, выделить потенциальную поверхность скольжения, и, как следствие, составить надежный прогноз дальнейшего развития деформационных процессов на исследуемом участке.

Таким образом, сейсмические исследования, основанные на изучении спектра колебаний пород, слагающих борта карьера, позволяют ранжировать участки бортов по степени риска возникновения деформаций и определять возможные объемы деформаций по величинам линейных размеров неустойчивых участков для заданных резонансных частот.

Методы ВЭЗ позволяют выделять потенциальные поверхности ослабления, определять вертикальные и горизонтальные границы неустойчивых тектонических блоков. Профильные наблюдения на специально оборудованных геодинамических полигонах рекомендовано проводить раз в 3-5 лет с целью прогнозирования геодинамической активности зон разломов и выявления границ подвижных блоков.

Отработка законтурных запасов руды карьера Мурунтау комбинированным открыто-подземным способом ужесточает требования к технологиям горных работ в карьере и в подземных условиях. Для обеспечения сохранности бортов карьера и предохранительных целиков до подземных выработок шахты необходима разработка мероприятий, уменьшающих степень воздействия взрывных работ на охраняемые объекты. Необходимо применение контурного взрывания, щелеобразования, специальных технологий заоткоски уступов при постановке их в предельное положение, ограничение мощности массовых взрывов, разделение обрабатываемых блоков на открытых и подземных работах, оставление предохранительных целиков между дном карьера и подземным рудником.

В этих условиях обеспечение безопасной эксплуатации инженерных сооружений открытой и подземной разработки потребовало эффективного мониторинга деформационных процессов в горном массиве. Важнейшей задачей стала разработка и создание системы оперативного геомеханического контроля за состоянием объектов в целях прогнозирования и своевременного принятия мер по поддержанию их в рабочем безопасном состоянии. Исходные требования к системе геомеханического контроля сформированы на основе анализа специфики геологических и горнотехнических условий подземной разработки, а именно: обеспечение безопасности ведения горнокапитальных и горноподготовительных работ.

В качестве первоочередных задач при организации геомеханического мониторинга выделены:

- районирование горного массива по степени геодинамической активности;
- выбор мест и способов размещения наблюдательных станций, обеспечивающих полноту и достоверность информации о контролируемых геомеханических процессах;
- выбор способов и технических средств инструментальных наблюдений, позволяющих осуществлять контроль с достаточной для решаемых горнотехнических задач полнотой и надежностью.

Влияние сейсмического воздействия массовых взрывов на напряженно-деформированное состояние горных массивов и подземные выработки карьера изучено ранее на основе математических моделей без применения сейсмических наблюдений в подземных выработках. Для сравнения расчетных и фактических параметров воздействия массовых взрывов на подземные выработки, а также с целью установления основных требований к технологии взрывных работ с точки зрения сейсмической безопасности, помимо

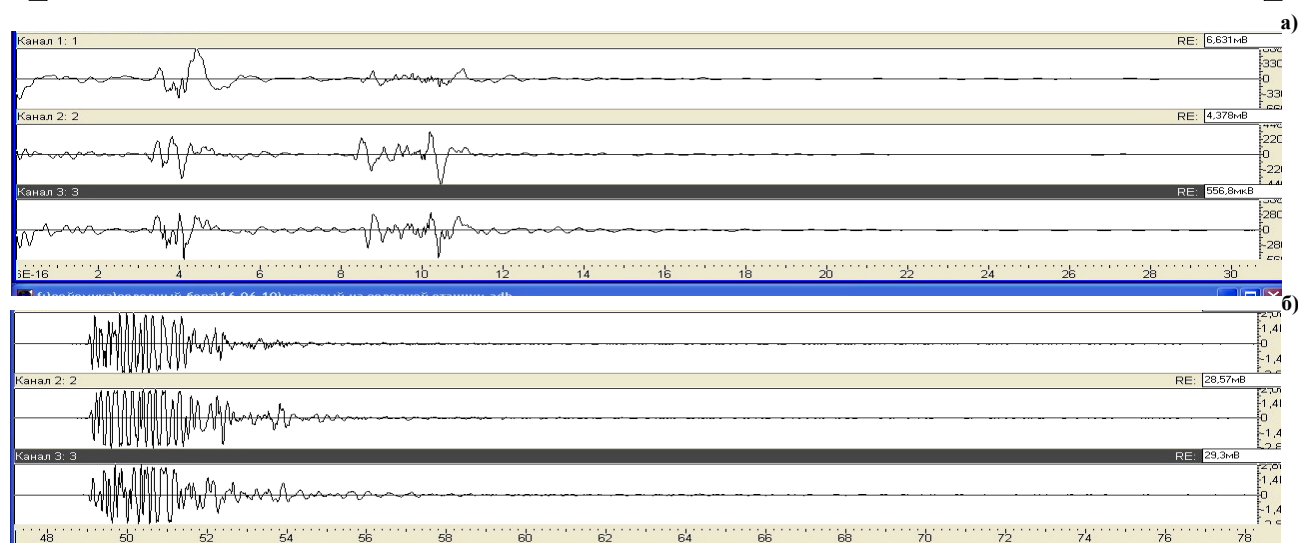


Рис. 2. Сейсмограммы интенсивности воздействия массового взрыва в подземной выработке (а) и на поверхности борта карьера (б)

стационарной станции, на поверхности борта карьера Мурунтау была установлена стационарная сейсмическая станция типа «Дельта-Геон-2» в горизонтальной подземной выработке шахты Мурунтау (гор. +0,0 м), на которых производилась регистрация сейсмических сигналов. В результате исследований впервые получены сведения о реакции горных массивов шахты на внешнее динамическое воздействие в условиях высокого горного давления. Выявлено, что характер затухания сейсмических волн имеет значительные различия для поверхностных и подземных горных массивов, что связано как со структурными особенностями массива, так и с его напряженно-деформированным состоянием (рис. 2).

Установлено, что для горизонтальных колебаний смещения в сторону чаши карьера имеют большую амплитуду, чем смещения в сторону ненарушенного открытой разработкой массива. Максимальная амплитуда характерна для вертикальных колебаний и объясняется известным в сейсмометрии эффектом образования зон концентрации напряжений вблизи неоднородности и взаимодействием падающих и отраженных от разлома сейсмических волн, поверхностью которых в данном случае является контур горизонтальной подземной выработки шахты.

Схема проведения геомеханического мониторинга на подземном руднике разработана на основе анализа геомеханических условий в переходный период от открытых горных работ к подземным с учетом напряженно-деформированного состояния и геодинамической активности различных участков горного массива.

Проанализированы горизонтальные смещения тех реперных пунктов, которые отражали деформирование горного массива, обусловленное только формированием карьерной выемки, т.е. смещения, связанные с локальными деформационными проявлениями, негеомеханического характера: оседания бровок и отдельных породных блоков.

Прогнозное районирование подземного рудника по фактору устойчивости горных выработок выполнено исключительно на основе учета трещиноватости массива и геодинамической активности его тектонических структур. С учетом условий и характерных особенностей открытой и подземной разработки в качестве основных объектов геомеханического контроля выделены:

- прибортовой горный массив на границе открытых и подземных работ, включающий борта карьера и предохранительный целик (подушку) на первой и второй рудных залежей;
- подземные горные выработки шахты на горизонтах +78 м и +128 м в местах их пересечения с потенциально подвижными зонами активных тектонических нарушений.

Мониторинг толщины предохранительного целика предусмотрено проводить методом дистанционного лазерного сканирования путем сопоставления трехмерных моделей целика и придонных участков борта карьера, полученных в различных сериях наблюдений. Это позволит определять смещения любых немаркированных точек горного массива и оценивать изменения формы и объема предохранительного целика.

Назначением созданной системы геомеханического обеспечения горных работ является автоматизация и компьютеризация процессов сбора, передачи, обработки и выдачи пользователям геомеханической информации, используемой при планировании горных работ на карьере. Система включает базы инженерно-геологических и геомеханических данных, базы данных геофизических и маркшейдерских исследований, программное обеспечение расчетов устойчивости откосов уступов бортов карьера и отвалов (складов) по различным алгоритмам.

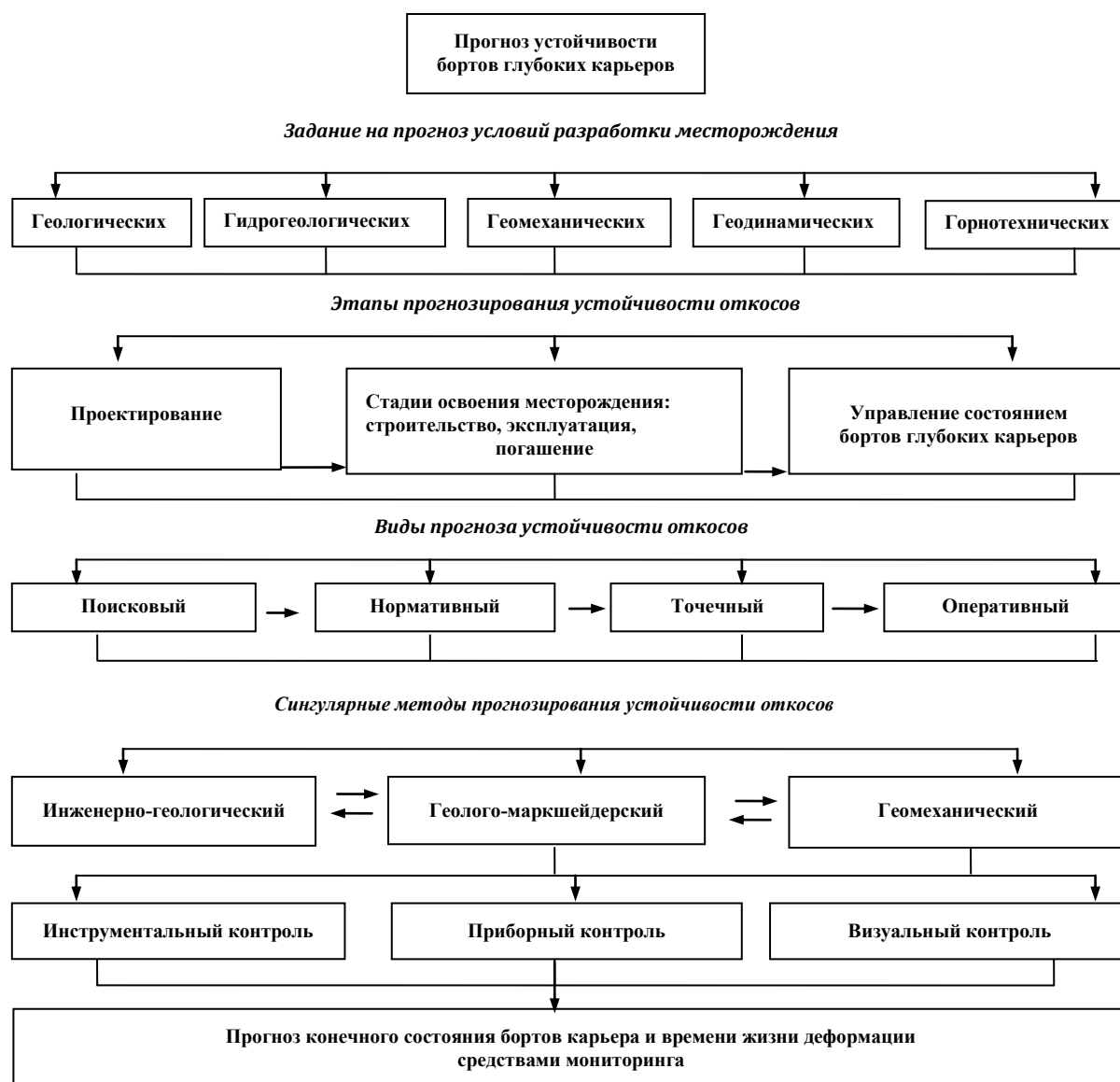


Рис. 3. Схема единой системы геомеханического мониторинга в карьере Мурунтау

Для решения задач прогнозирования и предотвращения деформаций определен характер состояния массива горных пород с целью выявления прогностических признаков. При этом главным в прогнозировании деформаций на конкретном участке месторождения является слежение за изменением геомеханической ситуации в нем во времени, что позволяет достоверно оценить устойчивость откосов бортов карьера, своевременно предвидеть возможные опасные последствия для обеспечения безопасного ведения горных работ.

Оценка состояния откосов бортов карьера, поставленных в предельное положение устанавливается с использованием комплексных данных инженерно-геологических и инструментальных геолого-маркшейдерских наблюдений, наземной стереофотограмметрической съемки деформирующихся откосов на карьере, использованием методов аналитической

аэрофотограмметрии, методом полигонометрии, а также геомеханических методов исследований.

На рис. 3. представлена схема единой системы геомеханического мониторинга в карьере Мурунтау, рекомендованная для наблюдений и оценки состояния горного массива во времени и в пространстве. Создание единой системы геомеханического мониторинга в карьере позволяет определить место и время жизни деформаций, используя совокупность информативных параметров и комплекс наблюдений по обеспечению прогноза.

Задача прогнозирования и предотвращения деформаций сводится к определению характеризующих состояние массива горных пород прогностических признаков и разработке на этой основе долгосрочного, краткосрочного и оперативного прогноза. Главным в прогнозировании деформаций на конкретном

участке месторождения является слежение за изменением геомеханической ситуации в нем во времени, что позволит достоверно оценить устойчивость откосов бортов карьера, своевременно предвидеть возможные опасные последствия для обеспечения безопасного ведения горных работ.

При этом оценка состояния откосов бортов карьера, поставленных в предельное положение, устанавливается с использованием комплексных данных инструментальных маркшейдерских наблюдений, наземной стереофотограмметрической съемкой деформирующихся откосов на карьере, использованием методов аналитической аэрофотограмметрии, методом полигонометрии.

Анализ инженерно-геологической информации по глубоким горизонтам карьера Мурунтау свидетельствует о повышении монолитности и прочности пород-

ного массива с увеличением глубины. Соответственно и вероятность возникновения деформаций участков борта на больших глубинах резко снижается. При этом в перспективе по мере увеличения глубины горных работ появляется реальная возможность повысить углы откосов нерабочих уступов на глубоких горизонтах.

Таким образом, реализованная на карьере Мурунтау система геодинамического мониторинга и управление информативными параметрами в процессе ведения горных работ позволяет еще на стадии планирования горных работ составить надежный прогноз устойчивости бортов, установить места возможных деформаций и принять меры по их предотвращению, тем самым, обеспечивая высокую безопасность горных работ в условиях непрерывно действующего производства.

УДК.622.83

© Казаков А.Н., Рахимов В.Р. 2013 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ МАССИВА С УЧЕТОМ ТЕКТОНИЧЕСКИХ НАПРЯЖЕНИЙ

Казаков А.Н., ассистент кафедры «Маркшейдерское дело и геодезия» ТашГТУ; **Рахимов В.Р.**, профессор кафедры «Геодезии и маркшейдерское дело» ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук

Tektonik aktiv foidali qazilma konlarining kuchlanish tasirida deformatsiyalanish holatini chegaraviy elementlar usulida analitik hisoblashlar keltirilgan va ososiy tektonik kuchlanishlar yo'nalishi aniqlangan.

At the paper presented the analytical accounts for definition strain-stress state of deposits with increased tectonic activity by a method of final elements and determined the direction of the main tectonic pressure.

С углублением горных работ на рудниках значительно усложняются геомеханические условия разработки месторождения, учащается и повышается опасность различных динамических проявлений горного давления.

Одним из важнейших факторов, влияющих на проявления в динамической форме горного давления, является наличие в горном массиве неоднородного напряженного поля и высоких горизонтальных напряжений, сформировавшихся вследствие структурно-тектонических особенностей района, совместного действия гравитационных, тектонических и геодинамических сил в массиве.

Для принятия эффективных профилактических мер, направленных на предотвращение динамических процессов, необходимо иметь представления не только о напряженно-деформированном состоянии (НДС) массива горных пород, но и о направлении действия главных тектонических напряжений, что невозможно

без достоверных и точных прогнозных оценок состояния массива горных пород в натурных условиях.

Следует отметить, что разработанные в последнее время современные инструментальные методы оценки НДС массива горных пород во многих рудниках позволили установить наличие высоких горизонтальных напряжений на многих участках земной коры. Почти во всех опубликованных результатах натурных экспериментов установлено, что горизонтальные составляющие напряжений, как правило, превышают величину вертикальных напряжений и не равны между собой. Эти результаты расходятся с известными представлениями гравитационной теории, где горизонтальные напряжения должны быть меньше вертикальных и равны во всех направлениях.

Расчетами и экспериментальными исследованиями, проведенными в натурных условиях на золоторудных месторождениях «Кочбулак», «Кизилалма», «Зармитан» установлено, что значение первоначаль-

Таблица 1

Глубина, m	H	335
Длина, m	L	20
Ширина, m	a	2.8
Высота, m	h	2.5
Высота свода, m	t	0.42
Площадь сечения, m ²	S	6.61
Высота точек измерения, m	h _c	1.5
Угол между осями выработок, °	β	59

Таблица 2

Выработка	Порода	P, kg/m ³	σ _c , МПа	σ _p , МПа	E _p , 10 ⁻⁴ МПа	E, 10 ⁻⁴ МПа	G, 10 ⁻⁴ МПа	ν
Квершлаг №2	Диоритовый порфирит	2560	136	15	2.7	2.08	0.82	0.27
Штрек 10Б	Гранит-порфир	2640	150	21	2.8	2.2	0.85	0.29

ных напряжений горных пород значительно отличается от теоретических по (А. Геймзу). Главные нормальные напряжения направлены вкостростира, по простиранию и по падению рудного тела. Горизонтальные напряжения превышают вертикальные в 1,0-1,4 раза, что объясняется наличием в горном массиве не только гравитационных напряжений, но и первоначальных напряжений тектонического происхождения.

В этих условиях при ведении горных работ на больших глубинах существует возможность динамического проявления горного давления в окрестностях горных выработок. В связи с этим для предотвращения негативных проявлений геомеханических процессов необходимо решить задачу по определению напряженно-деформированного состояния горного массива. Решение данной задачи решалось методом конечных элементов, основная идея которой заключается в аппроксимации перемещения пород дискретной моделью, строящейся на множестве кусочно-непрерывных функций, определенных на конечном числе.

Таблица 3

Выработка	σ _t , МПа
Квершлаг №2	17.86
Штрек 10Б	12.54

Таблица 4

Название	χ	σ _y	σ _x	σ _t
Квершлаг №2	0.37	8.576	3.17	14.69
Штрек 10Б	0.41	8.844	3.63	8.91

Таблица 5

Название	χ	σ _y	σ _x	σ _t
Квершлаг №2	0.37	8.576	3.17	14.69
Штрек 10Б	0.41	8.844	3.63	8.91

Целью данного исследования является численное исследование методом конечных элементов (МКЭ) напряженно-деформированного состояния массива вмещающих горных пород Кызылалмасайского месторождения в окрестности одиночной горной выработки шатрового сечения и сравнение НДС массива с результатами, полученными экспериментально в двух горных выработках: квершлаг № 2 и штрек 10 б (табл. 1-16, рис. 1-23). Эти эксперименты показывают, что в массиве действуют горизонтальные напряжения, превышающие вертикальные. Следовательно, в массиве действуют тектонические напряжения.

Сравнение экспериментальных исследований с численными значениями позволяет установить направление главного вектора тектонических напряжений в массиве.

Исходными данными для определения НДС массива горных пород методом конечных элементов являются общие параметры выработки, представленные в табл. 1, характеристика вмещающих горных пород [1], представленные в табл. 2, и результаты натурных замеров горизонтальных напряжений в выработках, представленные в табл. 3.

Для исследования НДС массива с выработкой необходимо предварительное исследование НДС массива без выработки (нетронутого массива). Соотношение между напряжениями в точке упругого полупространства при одновременном действии тектонических сил и силы тяжести получим из следующего обоснования.

Рассмотрим произвольную точку в горизонтальной плоскости (оси x и z) тяжелого массива на глубине H. Вдоль вертикальной оси «у» действует напряжение:

$$\sigma_y = \rho g H, \quad (1)$$

где P- плотность пород в массиве;
g- ускорение силы тяжести (10 m/s²).

В плоскости (x, z) относительные деформации определяются законом Гука:

$$\begin{aligned} \varepsilon_x &= \frac{1}{E} [\sigma_x - \nu(\sigma_y + \sigma_z)] \\ \varepsilon_z &= \frac{1}{E} [\sigma_z - \nu(\sigma_y + \sigma_x)] \end{aligned} \quad (2)$$

где: σ_x, σ_y, σ_z – нормальные напряжения в точке массива;

E - статический модуль упругости;

ε_x, ε_y, ε_z - нормальные относительные деформации в точке массива;

ν- коэффициент Пуассона.

В условиях действия в массиве только силы тяжести точка может перемещаться только по вертикали, т.е. имеет место: ε_x=0, ε_z=0.

При этом из (2) следуют два уравнения:

$$\begin{cases} \sigma_x - \nu\sigma_z = \nu\sigma_y, \\ -\nu\sigma_x + \sigma_z = \sigma_y. \end{cases}$$

Решение системы приводит к определению величины бокового распора:

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \sigma_z = \chi\sigma_y, \\ \chi &= \frac{\nu}{1-\nu}, \end{aligned} \quad (3)$$

где χ - коэффициент бокового распора.

При действии в массиве только силы тектоники (по оси z):

$$\sigma_z = \sigma_t, \varepsilon_x = 0, \sigma_y = 0.$$

Из (2) следует:

$$\sigma_x = \nu\sigma_t, \quad (4)$$

где σ_t - нормальное тектоническое напряжение в точке массива.

При совместном действии в массиве силы тяжести и тектонического напряжения σ_t в направлении координатной оси z имеет место: $\varepsilon_x = 0$ (перемещение точек по z):

$$\varepsilon_z = \varepsilon_t, \sigma_t = E\varepsilon_t,$$

где ε_t - нормальная относительная деформация в точке массива от тектонической силы.

При таком условии выражения (2) приведут к уравнениям:

$$\begin{cases} \sigma_x - \nu\sigma_z = \nu\sigma_y, \\ -\nu\sigma_x + \sigma_z = \sigma_t + \nu\sigma_y. \end{cases}$$

Решение этой системы имеет вид:

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \chi\sigma_y + \frac{\nu}{1-\nu^2}\sigma_t, \\ \sigma_z &= \chi\sigma_y + \frac{1}{1-\nu^2}\sigma_t. \end{aligned} \quad (5)$$

После проведения в тяжелом массиве выработки и при действии продольной тектонической силы деформационные условия в зоне боковой стенки выработки имеют вид:

$$\varepsilon_x = -\nu\varepsilon_t, \varepsilon_z = \varepsilon_t, \sigma_t = E\varepsilon_t.$$

Тогда из (2) получим:

$$\begin{cases} \sigma_x - \nu\sigma_z = -\nu\sigma_t + \nu\sigma_y, \\ -\nu\sigma_x + \sigma_z = \sigma_t + \nu\sigma_y. \end{cases}$$

Решение этой системы имеет вид:

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \chi\sigma_y, \\ \sigma_z &= \sigma_t + \chi\sigma_y. \end{aligned} \quad (6)$$

Согласно второму выражению (6) результатов замеров напряжений (табл. 3) соответствуют напряжения ($\sigma_{гк}$, $\sigma_{гш}$), направленные по оси выработок:

$$\begin{aligned} \sigma_{гк} &= \sigma_{гк} + \chi\sigma_y, \\ \sigma_{гш} &= \sigma_{гш} + \chi\sigma_y, \end{aligned} \quad (7)$$

где индексами «к» и «ш» помечены составляющие напряжений соответственно по осям квершлага и штрека в экспериментальном сечении выработок.

В табл. 4 с учетом данных табл. 3, рассчитаны составляющие тектонических напряжений, действующие в направлении осей выработок.

Так как формулы (6) определяют сложение сил тяжести и тектоники, то вычленим последние, положив: $\sigma_y = 0$. При этом, с учетом (4) главные напряжения тектоники определяются как: $\sigma_1 = \sigma_t$, $\sigma_2 = \nu\sigma_t$ (рис. 1). По первой формуле (8) из [2] имеем:

$$\sigma_n = \frac{1}{2}(\sigma_1 + \sigma_2) + \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_2)\cos 2\theta, \quad (8)$$

$$\tau = \frac{1}{2}(\sigma_1 - \sigma_2)\sin 2\theta.$$

$$\sigma_{гк} = \left(\frac{1+\nu}{2} + \frac{1-\nu}{2}\cos 2\theta\right)\sigma_t, \quad (9)$$

$$\sigma_{гш} = \left(\frac{1+\nu}{2} + \frac{1-\nu}{2}\cos 2(\beta + \theta)\right)\sigma_t.$$

Обозначив $\delta = \sigma_{гш} / \sigma_{гк}$, поделим части уравнения:

$$\delta = \frac{1 + \nu + (1 - \nu)\cos 2(\beta + \theta)}{1 + \nu + (1 - \nu)\cos 2\theta}.$$

Это выражение последовательно преобразуется к виду (10) и (11):

$$\frac{1-\nu}{1+\nu}(\delta - \cos 2\beta)\cos 2\theta + \frac{1-\nu}{1+\nu}\sin 2\beta\sin 2\theta = 1 - \delta.$$

Примем:

$$A\sin(\varphi + 2\theta) = 1 - \delta,$$

где:

$$\begin{cases} A\sin\varphi = \frac{1-\nu}{1+\nu}(\delta - \cos 2\beta) \\ A\cos\varphi = \frac{1-\nu}{1+\nu}\sin 2\beta. \end{cases}$$

$$A = \frac{1-\nu}{1+\nu}\sqrt{1 - 2\delta\cos 2\beta + \delta^2},$$

$$\varphi = \arctg \frac{\delta - \cos 2\beta}{\sin 2\beta}, \quad (10)$$

$$\theta = \frac{1}{2}(\arcsin \frac{1-\delta}{A} - \varphi).$$

Из первого равенства (9) получим:

$$\sigma_t = \frac{2\sigma_{гк}}{1 + \nu + (1 - \nu)\cos 2\theta}. \quad (11)$$

Результат расчета главного вектора тектонических напряжений из формул (10) и (11), с учетом показаний табл. 4, показан в табл. 5.

Затем проводилось численное исследование НДС блока вмещающих пород. Построение конечно-элементных моделей и численный анализ НДС в массиве выполняется с применением программного комплекса Solidworks- Cosmos [2]. Блок принят невесомым, его ребра по 30 м существенно превышают се-

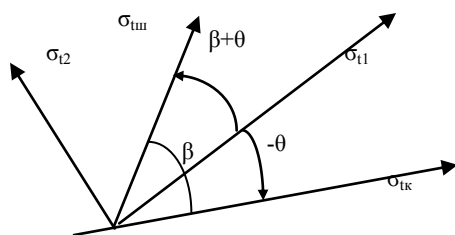


Рис. 1. Напряжения тектоники

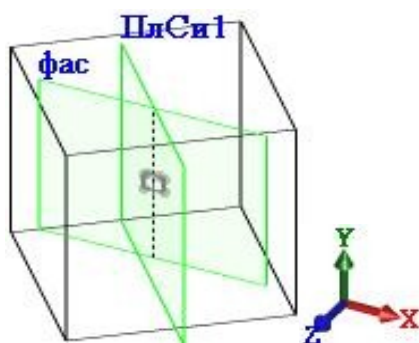


Рис. 2. Модель блока штрека

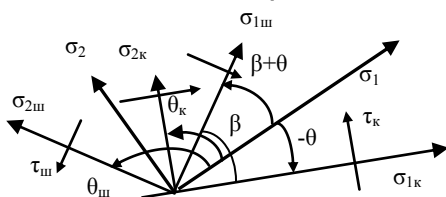


Рис. 3. Напряжения в массиве

чение выработок, но значительно ниже их глубины (рис. 2). По граням блока задаются граничные условия, исходя из соотношений (1), (3) или (5), в зависимости от того учтены ли тектонические силы, и ограничения смещений.

В начале решаются задачи о нагружении блоков только силой тяжести. Сетка МКЭ определена шагом сетки – 1,5 м. Кроме того, некоторые параметры более сложных задач определяются сравнением решений с полученными в настоящей статье. Принятые нагрузки и смещения на гранях модели показаны в табл. 6. Результаты приведены в табл. 7.

Путем анализа табл. 6 и 7 получим погрешности результатов расчета МКЭ, которые представлены в табл. 8.

Таблица 6					
Название	u ¹	w ²	v ³	σ _y ⁴ , МПа	σ _x = σ _z ⁵ , МПа
Квершлаг №2	0	0	0	-8.576	-3.17
Штрек 10б	0	0	0	-8.844	-3.63

Примечания: 1 - для грани с нормалью «-X»; 2 - для грани с нормалью «-Z»; 3 - для грани с нормалью «-Y»; 4 - для грани с нормалью «Y»; 5 - для граней с нормалью «X, Z»

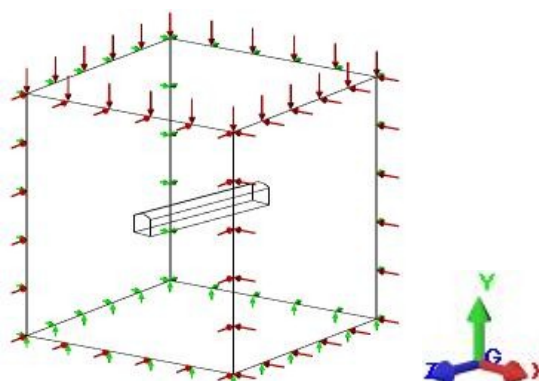


Рис. 4. Схема модели квершлага

При совместном действии сил веса и тектоники главные горизонтальные напряжения в массиве (σ_1 , σ_2) будут направлены по главным осям тектоники, а их величины определяются выражениями (5) (табл. 9). Нормали граней вмещающего блока выбраны по условию задания на них только главных напряжений и смещений (рис. 2, 3).

Для сравнения решений МКЭ рассчитаны осевые и сопряженные с ними напряжения из формул (8), табл. 10. Граничные условия для вмещающих блоков показаны в табл. 11. Ввиду крупной сетки разбиения напряжения на опорных гранях характеризуются средними значениями (табл. 12). Для точки измерения результаты показаны в табл. 13:

$$n = \frac{1}{\frac{\sigma_1}{\sigma_c} + \frac{\sigma_2}{\sigma_p}}$$

Сравнение попарно величин σ_{2k} , σ_{1k} , σ_x , σ_z из табл. 10, 12, 13 показывает совпадение в нетронutom массиве осевых напряжений, рассчитанных аналитически и рассчитанных МКЭ. Ввиду принципиальной разницы положений осей квершлага и штрека по отношению к главному вектору напряжений (σ_1) в нетронutom массиве (рис. 3) их МКЭ - модели и результаты решения различны. Для повышения точности решения вблизи поверхности выработок, расположенных внутри вмещающего блока, применены сгущения сетки в 4 слоя с минимальным размером ячейки 0,2 м. В результате этого число разрешающих уравнений возрастает до 1,5 млн.

Расчетная схема блока квершлага показана на рис. 4. Эпюры напряжений и смещений в сечении измерения квершлага показаны на рис. 5-13. Двойные значения на эпюрах соответствуют интервалу изменения величин, начиная от контура выработки. Результаты для точки измерения показаны в табл. 14. Средние значения нормальных напряжений на опорных гранях те же, что и в табл. 12.

Анализ этих результатов показывает следующее. Максимальными нормальными напряжениями являются сжимающие осевые σ_z ввиду близости направления оси квершлага направлению σ_1 (рис. 7). Распор от σ_1 по горизонтали, в сравнении с граничными напряжениями, приводит к возрастанию сжатия для σ_x

(рис. 5). Угловые точки подошвы и кровли выработки являются концентраторами напряжений. Коэффициенты концентрации в подошве относительно нетронутого массива

составляют соответственно по осям x , y , z : 2,8, 3,1, 1,4. Выработка на напряжения влияет следующим образом: σ_x возрастает в кровле в 1,43 раза, убывает в подошве в 1,58 раз и разгружается на стенках, σ_y разгружается в подошве и кровле, возрастает на стенке в 1,11 раз, а вдали от стенки не меняется, σ_z снижается в кровле в 1,07 раз, в подошве - в 1,19 раз и в стенках - в 1,11 раза. Максимальные касательные напряжения соответствуют τ_{xz} вне точек концентрации (в кровле - 3,5 МПа), а в точках концентрации - τ_{xy} . Максимальные смещения граней вмещающего блока квершлага: $u=-2$ мм, $v=-1,3$, $w=-21,5$ мм). Коэффициент запаса прочности имеет значения: 1,667 - 100.

Расчетная схема блока штрека показана на рис. 14. Эпюры напряжений и смещений в сечении измерения штрека показаны на рис. 15 - 24. Двойные значения на эпюрах соответствуют интервалу изменения величин, начиная от контура выработки. Результаты для точки измерения показаны в табл. 15. Средние значения нормальных напряжений на опорных гранях практически те же, что и в табл. 12, отличаясь на десятые доли - погрешность расчета.

Анализ этих результатов показывает следующее. Максимальными нормальными напряжениями являются сжимающие поперечные σ_x ввиду наклона оси штрека к направлению σ_1 (рис. 14). В сравнении с граничными напряжениями происходит существенное возрастание сжатия величины σ_x в потолочине (2,69 МПа) (рис. 15).

Угловые точки подошвы и кровли выработки являются концентраторами напряжений. Коэффициенты концентрации в подошве относительно нетронутого массива составляют соответственно по осям x , y , z : 2,9, 3,6, 2,0. Выработка на напряжения влияет следующим образом: σ_x возрастает в кровле в 1,85 раза, а в подошве в - 1,06 раз и разгружается на стенках, σ_y разгружается в подошве и кровле, убывает на стенке в 1,82 раз, а вдали от стенки не меняется, σ_z возрастает в кровле в 1,08 раз, в подошве убывает в 1,19 раза и в стенках убывает в 1,69 раз. Максимальные касательные напряжения со-

Таблица 7

Название	$-\sigma_x$, МПа	$-\sigma_y$, МПа	$-\sigma_z$, МПа	$U, 10^6$ м	V , м	$W, 10^6$ м	К-т запаса
Квершлаг №2	2.99..3.29	8.45..8.58	3.09..3.3	-5.17..3.97	-0.0066	-1.55..5.86	15.6..16.1
Штрек 10б	3.53..3.71	8.69..8.88	3.21..3.73	-2..-16.9	-0.0061	-3.6..-14.2	16.8..17.7

Примечание: Средние значения напряжений по граням соответствуют табл. 6.

Таблица 8

Название	$\Delta\sigma_x$, МПа	$\Delta\sigma_y$, МПа	$\Delta\sigma_z$, МПа	$\Delta U, 10^5$ м	ΔV , м	$\Delta W, 10^5$ м
Квершлаг №2	0.2	0.1	0.2	0.5	0	0.6
Штрек 10б	0.1	0.1	0.4	2	0	1.5

Таблица 9

P , kg/m^3	ν	χ	$\chi\sigma_y$	σ_1	σ_2
2600	0.28	0.389	-3.323	-19.63	-7.89

ответствуют τ_{xz} вне точек концентрации (в кровле - 9,9 МПа), а в точках концентрации - τ_{xy} . Максимальные смещения граней вмещающего блока квершлага: $u=15,6$ мм, $v=-1,22$ мм, $w=-13,57$ мм). Коэффициент запаса прочности имеет значения: 1,84- 33,4.

Нас интересует итоговое поле напряжений, возникшее в результате действия всех факторов: тяготение, тектоника, выработка. Представляют интерес смещения точек от влияния только выработки (Δv). При итоговом смещении узла Δ очевидно имеет место:

$$\Delta v = \Delta - \Delta_{nm}. \quad (12)$$

С учетом табл. 13-15 согласно (12) рассчитано смещение точки измерения от влияния выработки (табл. 14).

Знаки смещений в табл. 16 показывают следующее влияние выработки в точке измерения: для квершлага - малое выпучивание на выработанное пространство, малое поднятие и продольное сжатие; для штрека - значительное выпучивание на выработанное пространство, малое опускание и продольное растяжение.

Таблица 10

θ°	$\sigma_{1к}$	τ_k	θ_k°	$\sigma_{2к}$	$\beta+\theta^\circ$	$\sigma_{1ш}$	$\tau_{ш}$	$\theta_{ш}^\circ$	$\sigma_{2ш}$
-10.23	-19.26	-2.05	79.77	-8.26	48.77	-12.99	5.82	138.77	-14.53

Таблица 11

Ось	u^1	w^2	v^3	σ_v^4 , МПа	σ_1^5 , МПа	σ_2^6 , МПа	Угол между σ_1 и осью Z
Кв	0	0	0	-8.542	-19.63	-7.89	-10.23
Шт	0	0	0	-8.542	-19.63	-7.89	48.77

Примечания: 1 - нижняя грань; 2 - боковая грань, нормальна σ_1 ; 3 - боковая грань, нормальна σ_2 ; 4 - верхняя грань нагружения; 5 - боковая грань нагружения σ_1 ; 6 - боковая грань нагружения σ_2 .

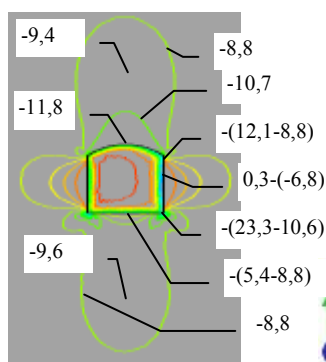


Рис. 5. Эпюра σ_x , МПа

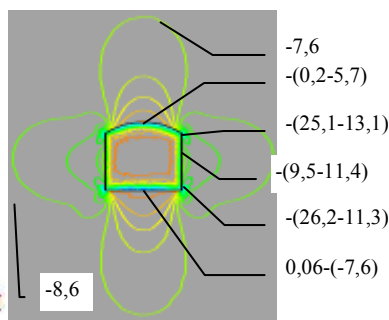


Рис. 6. Эпюра σ_y , МПа

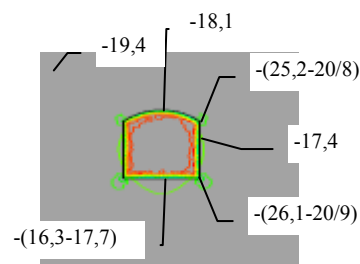


Рис. 7. Эпюра σ_z , МПа

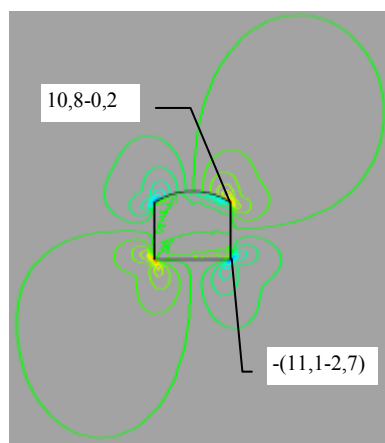


Рис. 8. Эпюра τ_{xy}

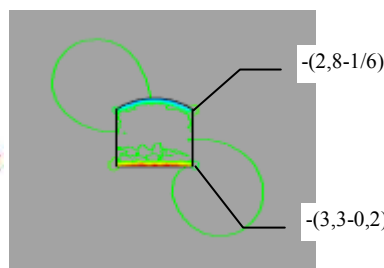


Рис. 9. Эпюра τ_{yz} , МПа

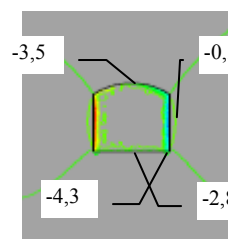


Рис. 10. Эпюра τ_{xz} , МПа

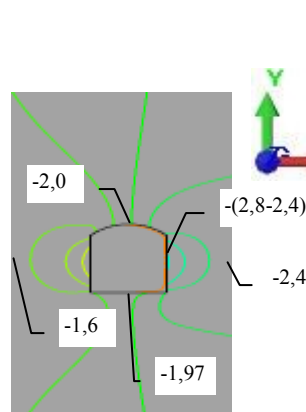


Рис. 11. Эпюра U, мм

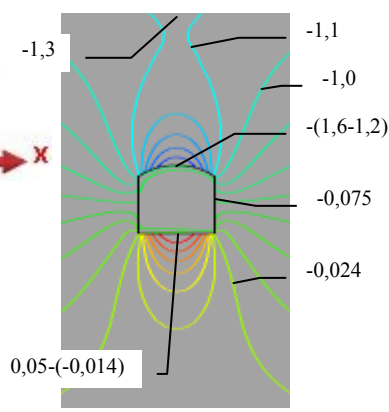


Рис. 12. Эпюра V, мм

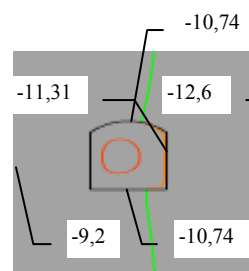


Рис. 13. Эпюра W, мм

Указанное растяжение в горизонтальной плоскости в точке измерения штрека обусловило снижение на стенке величин нормальных напряжений σ_y , σ_z (табл. 15).

В результате оценки напряженно-деформированного состояния массива с учетом тектонических напряжений в массиве методом конечных элементов были получены следующие результаты:

1. Получены аналитические формулы расчета горизонтальных напряжений нетронутого массива при действии в массиве сил тяжести и тектоники.

2. Получены аналитические формулы для расчета главного вектора тектонических напряжений по зна-

чению его компонент, направленным по осям двух горизонтальных выработок в массиве.

3. Численное значение главного вектора тектонических напряжений использовано для расчета НДС других выработок данного месторождения, а аналитические зависимости применимы к аналогичным исследованиям других месторождений.

4. Сравнение табл. 7 и 12 показывает, что добавление силы тектоники изменяет в нетронутом массиве оба горизонтальных напряжения, а вертикальные напряжения сохраняются (эта картина меняется в

массиве с выработкой). При этом появляются смещения по каждой из трех координат, а распор от тектонической силы уменьшает вертикальное смещение, действуя в направлении свободной поверхности.

5. Получены аналитические формулы расчета горизонтальных напряжений боковой зоны массива с выработкой при действии в массиве сил тяжести и тектоники.

6. Проведение выработки существенно изменяет поле напряжений вблизи ее границ. В зависимости от направления оси выработки к направлению главного вектора тектоники максимальными нормальными напряжениями являются осевые (квершлаг) или поперечные (штрек).

Выработка на напряжения влияет следующим образом: σ_x возрастает в кровле квершлага в 1,43 раза, а штрека - в 1,85 раза, в подошве квершлага убывает в 1,58 раза, а штрека возрастает в 1,06 раз и разгружается на стенках, σ_y разгружается в подошве и кровле, на стенке квершлага возрастает в 1,11 раза, а штрека убывает в 1,82 раз, а вдали от стенки не меняется, σ_z в кровле квершлага снижается в 1,07 раз, а в штреке возрастает в 1,08 раз, в подошвах убывает в 1,19 раз, в стенках квершлага убывает в 1,11 раза, а в штреке 1,69 раз.

Угловые точки подошвы и кровли выработок являются концентраторами напряжений. Коэффициенты концентрации относительно нетронутого массива максимальны в подошве штрека и составляют соответственно по осям $x=2,9$, $y=3,6$, $z=2,0$. Максимальные касательные напряжения соответствуют τ_{xy} для угловых точек сечения - до 15,2 МПа в подошве штрека.

7. Влияние выработки на смещения выражается в следующем: для квершлага - малое (до 1 мм) выпучивание на выработанное пространство, малое поднятие и малое продольное сжатие; для штрека - значительное (7,7 мм) выпучивание на выработанное пространство, малое опускание и малое продольное растяжение.

8. Минимальный запас прочности $n=1,7$ соответствует квершлаг.

Натурные измерения напряженно-деформированного состояния (НДС) массива месторождения «Кызылалма», проведенные в двух выработках (квершлаг и штрек), расположенных на одном горизонте под углом θ , показали значения, равные σ_T в квершлаг 17,86, а в штреке 12,54. Полученные значения свидетельствуют о том, что на месторождении действуют тектонические напряжения, превышающие гравитационные в среднем в 1,2 раза. А значит есть необходимость определения главного вектора тектонических напряжений в массиве и исследования геомеханического состояния массива.

Расчетным способом была выведена формула, позволяющая определить направление вектора главных тектонических напряжений, исходными данными

Таблица 12

Ось	σ_x , МПа	σ_y , МПа	σ_z , МПа	n^1
Квершлаг №2	-8.26	-8.54	-19.26	1.3-1.33
Штрек 106	-14.53	-8.54	-13.00	7.5-7.8

Примечание. 1- коэффициент запаса прочности n определяется законом Кулона-Мора:

Таблица 13

Значения в точке измерения (правая стенка)

Ось	σ_x , МПа	σ_y , МПа	σ_z , МПа	U, мм	V, мм	W, мм
Квершлаг №2	-8.26	-8.56	-19.26	-1.96	-0.6	-10.8
Штрек 106	-14.53	-8.5	-13	13.48	-0.57	-6.28

ми при этом послужили значения, полученные при натурных измерениях:

$$\sigma_t = \frac{2\sigma_{tk}}{1+\nu+(1-\nu)\cos 2\theta},$$

где σ_{tk} - горизонтальное напряжение в квершлаг;

ν - коэффициент Пуассона;

θ - угол между осью квершлага и предполагаемого направления вектора тектонического напряжения.

Затем исследование НДС для каждой выработки (квершлаг и штрек) решалось методом конечных элементов с применением комплекса программ Solid-Works.

Результаты изучения НДС квершлага показали, что максимальными нормальными напряжениями являются сжимающие осевые. Углы выработки являются концентраторами напряжений. Коэффициенты

Таблица 14

Значения в точке измерения (правая стенка)

Название	σ_x , МПа	σ_y , МПа	σ_z , МПа	U, мм	V, мм	W, мм
Квершлаг №2	0.3	-9.5	-17.4 ¹	-2.8	-0.075	-11.31

Примечание 1- на глубине в стенке 8 мм: -17.86 МПа

Таблица 15

Значения в точке измерения (правая стенка)

Название	σ_x , МПа	σ_y , МПа	σ_z , МПа	U, мм	V, мм	W, мм
Штрек 106	0.4	-4.7	-7.7 ¹	5.78	-0.68	-5.36

Примечание 1- на глубине в стенке 136 см: -12 МПа

Таблица 16

Название	ΔU , мм	ΔV , мм	ΔW , мм
Квершлаг №2	-0.8	0.52	-0.5
Штрек 106	-7.7	-0.11	0.92

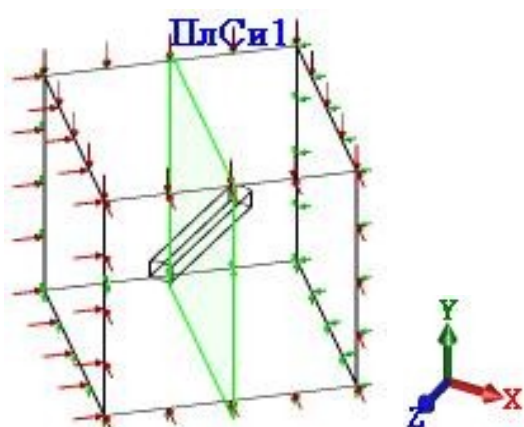


Рис. 14. Схема модели штрека

концентрации в подошве относительно нетронутого массива составляют соответственно по осям x , y , z : 2,8, 3,1, 1,4. Наличие данной выработки на напряжения влияет следующим образом: σ_x возрастает в кров-

ле в 1,43 раза, убывает в подошве в 1,58 раз и разгружается на стенках; σ_y разгружается в подошве и кровле, возрастает на стенке в 1,11 раз, а вдали от стенки не меняется; σ_z снижается в кровле в 1,07 раз, в подошве в 1,19 раз и в стенках в 1,11 раза. Максимальные касательные напряжения соответствуют τ_{xz} вне точек концентрации (в кровле - 3,5 МПа), а в точках концентрации - τ_{xy} . Коэффициент запаса прочности имеет значения: 1,667 и более.

Результаты изучения НДС штрека показали, что максимальными нормальными напряжениями являются сжимающие поперечные. В сравнении с граничными напряжениями происходит возрастание сжатия величины σ_x в потолочине (2,69 МПа). Углы выработки являются концентраторами напряжений. Коэффициенты концентрации в подошве относительно нетронутого массива составляют соответственно по осям x , y , z : 2,9, 3,6, 2,0. Наличие данной выработки на напряжения влияет следующим образом: σ_x возрастает в кровле в 1,85 раза, а в подошве в 1,06 раз и

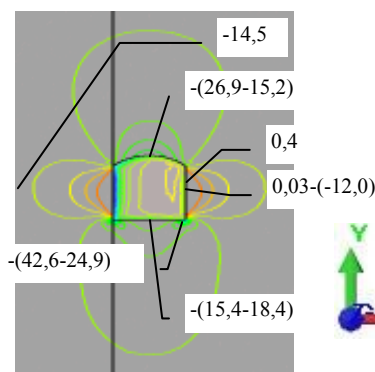


Рис. 15. Эпюра σ_x , МПа

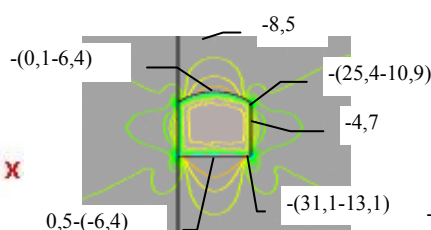


Рис. 16. Эпюра σ_y , МПа

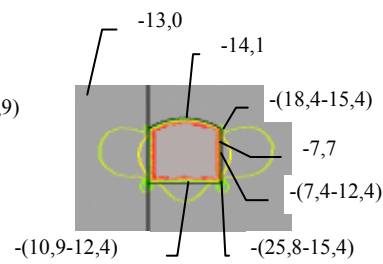


Рис. 17. Эпюра σ_z , МПа

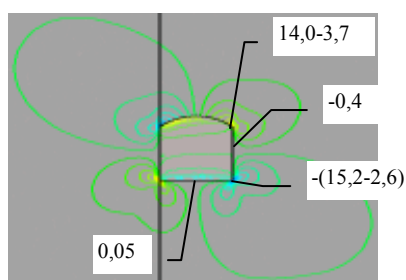


Рис. 18. Эпюра τ_{xy} , МПа

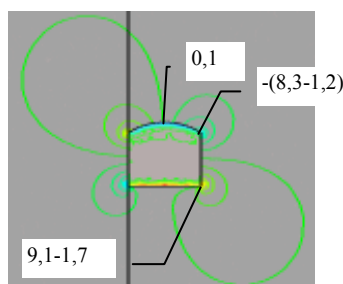


Рис. 19. Эпюра τ_{yz} , МПа

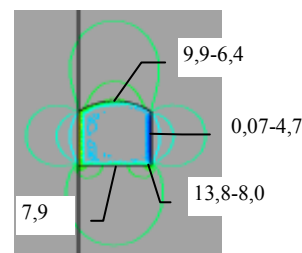


Рис. 20. Эпюра τ_{xz} , МПа

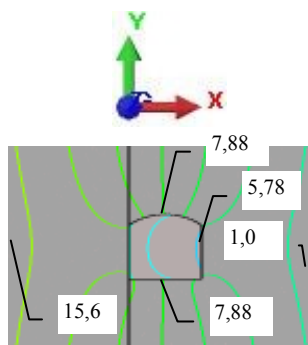


Рис. 21. Эпюра U , мм

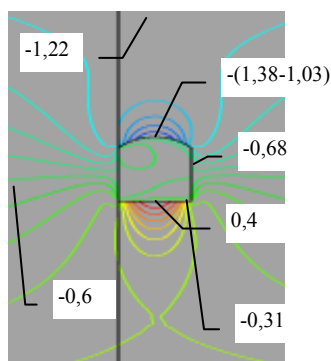


Рис. 22. Эпюра V , мм

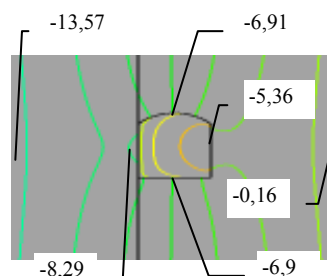


Рис. 23. Эпюра W , мм

разгружается на стенках; σ_y разгружается в подошве и кровле, убывает на стенке в 1,82 раз, а вдали от стенки не меняется; σ_z возрастает в кровле в 1,08 раз, в подошве убывает в 1,19 раз и в стенках убывает в 1,69 раз. Максимальные касательные напряжения соответствуют τ_{xz} вне точек концентрации (в кровле - 9.9 МПа), а в точке концентрации - τ_{xy} . Коэффициент запаса прочности имеет значения: 1,84-

33,4.

Данное исследование позволило выявить направление и численное значение главного вектора тектонических напряжений расчетными методами. Использованные аналитические зависимости для расчета НДС выработок применимы к аналогичным исследованиям других

Список литературы:

1. Арипова Ф.М. Физико-механические свойства горных пород некоторых месторождений Средней Азии, Ташкент, «Фан» 1977-211с.
2. COSMOS/Works - система конечно-элементного анализа, интегрированная в среду трехмерного проектирования SolidWorks для машиностроения.

УДК 528.33

© Бекбаев Г.К. 2013 г.

КОНЦЕПТУАЛЬНЫЕ ПОЛОЖЕНИЯ О ГОСУДАРСТВЕННОЙ ГЕОДЕЗИЧЕСКОЙ СЕТИ

Бекбаев Г.К., директор Центрального аэрогеодезического предприятия Государственного комитета РУз по земельным ресурсам, геодезии, картографии и государственному кадастру

Davlat geodezik tarmog'i quyidagi amaliy, ilmiy va mudofaa ahamiyatiga ega bo'lgan asosiy vazifalarni hal qilish uchun mo'ljallangan. Maqolada O'zbekiston Respublikasi geodezik asoslarining zamonaviy holati aks ettirilgan va kelajakdagi rivojlanish istiqbollarinin umumiy prinsiplari ko'rsatilgan. Davlat geodezik tarmoq tarkibida davlat sun'iy yo'ldosh geodezik tarmoqlar strukturasi va ularning asosiy texnik tavsiflari o'rnatilmoqda. Koordinatalar va balandliklarning sanoq sistemalari ta'riflangan.

State geodetic network is intended to solve the following main tasks of practical, scientific and defense. The article reflects the modern state geodetic bases of the Republic of Uzbekistan and defines General principles of its prospective development. Provides for the structure of the state satellite geodetic networks of the state geodetic network and their technical characteristics. Describes the reference system of coordinate and elevation.

Геодезическая основа на территории Республики Узбекистан реализована в виде государственной геодезической сети (ГГС), являющейся носителем государственной системы геодезических координат. ГГС представляет собой совокупность геодезических пунктов в общей для них системе геодезических координат, закрепленных на местности специальными центрами, обеспечивающими их долговременную сохранность и устойчивость. ГГС предназначена для решения следующих основных задач, имеющих практическое, научное и оборонное значение [1-5]:

- установление и распространение государственной геодезической референционной системы координат на всю территорию республики и поддержание ее на уровне современных и перспективных требований;
- геодезическое обеспечение картографирования территории республики, акваторий ее озер и водохранилищ;
- геодезическое обеспечение землепользования, кадастра, строительства;

- геодезическое обеспечение изучения, разведки и освоения природных и земельных ресурсов;
- выполнение научных исследований (изучение физической поверхности и гравитационного поля Земли, геодинамических процессов и др.).

В состав геодезической основы входят следующие построения:

- государственная спутниковая геодезическая сеть (планово-высотная основа);
- ГГС (плановая основа: астрономо-геодезическая сеть и геодезические сети сгущения);
- государственная нивелирная сеть (высотная основа);
- государственная гравиметрическая сеть.

Структура и порядок построения астрономо-геодезической сети и геодезических сетей сгущения, государственной нивелирной сети и государственной гравиметрической сети устанавливаются соответ-

вующими нормативно-техническими актами. Для решения отдельных научных, инженерных и оборонных задач допускается построение геодезических сетей специального назначения (ГССН) по нормативно-техническим актам и техническим проектам, разрабатываемым различными ведомствами. Соответствующие ведомственные нормативно-технические и методические акты в обязательном порядке должны быть согласованы с Государственным комитетом Республики Узбекистан по земельным ресурсам, геодезии, картографии и государственному кадастру. Сети, входящие в состав геодезической основы, являются собственностью Республики Узбекистан и находятся под охраной государства. Работы по созданию, развитию и поддержанию в рабочем состоянии геодезической основы Республики Узбекистан выполняются соответствующими государственными службами.

Современное состояние государственной геодезической сети. Существующая ГГС (плановая основа) Республики Узбекистан является фрагментом общей ГГС на территории СНГ и состоит из следующих сетей:

- астрономо-геодезическая сеть (АГС): разомкнутые полигональные ряды триангуляции 1 класса, ряды триангуляции 2 класса, и заполняющая их сеть триангуляции 2 класса;
- геодезические сети сгущения (ГСС) 3 и 4 классов.

АГС включает в себя:

- полигональные ряды триангуляции 1 класса, построенные в соответствии с основными положениями о построении государственной опорной геодезической сети бывшего Союза (1939 г.) и проектом положения о государственной геодезической сети бывшего Союза (1948 г.), а также все ранее проложенные триангуляции 1 класса;
- полигональные ряды триангуляции 1 и 2 классов и сети триангуляции 2 класса, построенные в соответствии с основными положениями о построении государственной геодезической сети бывшего Союза (1954 и 1961 гг.) и инструкцией о построении государственной геодезической сети бывшего Союза (1966 г.).

Геодезические сети сгущения, состоящие из пунктов триангуляции 3, 4 классов, пунктов полигонометрии 3 класса и большого числа пунктов полигонометрии 4 класса, созданы в соответствии с основными положениями о построении государственной геодезической сети бывшего Союза (1954 и 1961 гг.) и инструкцией о построении государственной геодезической сети бывшего Союза (1966 г.). Плотность пунктов ГГС 1, 2, 3 и 4 классов составляет не менее одного пункта на 50 км². Высоты пунктов ГГС 1, 2, 3 и 4 классов определены из геометрического или тригонометрического нивелирования. Уравнивание АГС выполнялось поэтапно отдельными блоками (так называемым «нанизыванием») по мере завершения полевых работ.

Существующая государственная нивелирная сеть (высотная основа) Республики Узбекистан является фрагментом общей нивелирной сети на территории СНГ и состоит из следующих сетей:

- главная высотная основа (ГВО): линии нивелирования I и II классов;
- линии нивелирования III и IV классов.

ГВО, развитие которой выполнялось в соответствии с программами развития сетей нивелирования I класса (1945-1967 гг.), нивелирования I и II классов (1968-1976 гг., 1977-1990 гг. и 1991-2000 гг.), включает в себя:

- нивелирную сеть I класса, состоящую из 23 полигонов со средним периметром 935 км;
- нивелирную сеть II класса, состоящую из 61 полигона со средним периметром 653 км.

Линии нивелирования III и IV классов являются сгущением нивелирной сети вышестоящих классов.

Системы отсчета координат и высот. В настоящее время в ГГС Республики Узбекистан действуют следующие системы отсчета:

- координат – система геодезических координат 1942 г. (СК-42);
- высот – Балтийская система нормальных высот 1977 г.

Исходными данными СК-42 являются:

- референц-эллипсоид Красовского – большая полуось 6378245 м, сжатие 1:298,3;
- начало координат – геодезические координаты центра сигнала А Пулковской обсерватории;
- исходный геодезический азимут – с пункта Пулково (сигнал А) на пункт Бугры (Саблинская базисная сеть);
- высота геоида в Пулково над референц-эллипсоидом равна нулю.

Началом отсчета Балтийской системы высот является нуль Кронштадского футштока.

Пункты АГС также имеют координаты в системе геодезических координат 1995 г. (СК-95 на территории Республики Узбекистан не является государственной и может использоваться только для выполнения специальных работ). СК-95 получена в результате заключительного переуравнивания общей АГС СНГ. В качестве исходных для переуравнивания были использованы координаты пунктов, полученные из совместного уравнивания трех независимых геодезических построений – АГС, космической геодезической сети (КГС) и доплеровской геодезической сети (ДГС). Полученная совмещенная геодезическая сеть состоит из 134 пунктов, расположенных по всей территории СНГ, со средними расстояниями между смежными пунктами 400-500 км. Исходными данными СК-95 являются:

- референц-эллипсоид Красовского – большая полуось 6378245 м, сжатие 1:298,3;
- координатные оси СК-95 строго параллельны осям общеземной системы координат ПЗ-90 (параметры Земли 1990 г.);

- начало координат СК-95 совпадает с началом координат СК-42 (п. Пулково).

Построение государственной спутниковой геодезической сети. Государственная спутниковая геодезическая сеть (ГСГС) по своей структуре формируется по принципу перехода от общего к частному. ГСГС, создаваемая с использованием спутниковых радионавигационных систем NAVSTAR GPS (США) и ГЛОНАСС (Россия), а также других методов космической геодезии, включает в себя:

- систему референчных геодезических пунктов (РГП);
- спутниковую геодезическую сеть 0-го класса (ГСГС-0);
- спутниковую геодезическую сеть 1-го класса (ГСГС-1).

Положение пунктов ГСГС определяется в двух системах координат – общеземной и референчной. Между обеими системами устанавливается связь, определяемая параметрами взаимного перехода. В качестве общеземной системы координат принимается пространственная общеземная система координат ITRF (IERS Terrestrial Reference Frame (Земная референчная система <координат> IERS), IERS – International Earth Rotation Service (Международная служба вращения Земли)), являющаяся реализацией системы координат WGS-84 ((World Geodetic System, 1984 year) – общеземная система координат) на определенную эпоху. Порядок введения общеземной системы координат на территории Республики Узбекистан определяется соответствующими нормативными актами. За отсчетную поверхность в общеземной системе координат ITRF принят общеземной эллипсоид GRS-80 со следующими параметрами: большая полуось 6378137 м, и сжатие 1:298,257222101. За отсчетную поверхность в общеземной системе координат WGS-84 принят общеземной эллипсоид WGS-84 со следующими параметрами: большая полуось 6378137 м и сжатие 1:298,257223563.

Референчной системой координат является действующая в Республике Узбекистан система геодезических координат СК-42 и Балтийская система высот 1977 г. Введение новой референчной системы координат допускается после детального обоснования ее необходимости. Порядок установления и введения новой референчной системы координат определяется соответствующими нормативными актами. Положение пунктов ГСГС задается следующими координатами:

- пространственные прямоугольные координаты X, Y, Z (в общеземной системе координат);
- геодезические (эллипсоидальные) координаты B, L, H (в референчной системе);
- плоские прямоугольные координаты x и y в проекции Гаусса-Крюгера в шестиградусной зоне;
- нормальные высоты (в Балтийской системе высот 1977 г.).

Для всех пунктов ГСГС должны быть определены геодезические (эллипсоидальные) и нормальные высоты. Геодезическая высота пунктов ГСГС определяется непосредственно из спутниковых измерений или как сумма нормальной высоты и высоты квазигеоида над отсчетным эллипсоидом. Нормальные высоты пунктов ГСГС определяются относительно нивелирных реперов методом геометрического нивелирования. Порядок закрепления пунктов ГСГС устанавливается соответствующими нормативно-техническими актами. Метрологическое обеспечение геодезических работ по построению ГСГС осуществляется путем использования необходимых эталонов Узгосстандарта, а также путем создания специальных геодезических эталонных базисов и геодезических полигонов. Все типы средств измерений, применяемые при создании ГСГС, должны быть зарегистрированы Узгосстандартом в Государственном реестре средств измерений Республики Узбекистан в порядке, установленном соответствующими нормативными актами.

Система референчных геодезических пунктов. Система РГП предназначена для закрепления пространственной общеземной системы координат itr непосредственно на территории Республики Узбекистан. Она является исходной основой для развития геодезических сетей последующих классов и поддержания их на необходимом уровне точности. Система РГП представляет собой пространственное построение со средними расстояниями между смежными пунктами 500-800 км. В горных и предгорных районах допускается уменьшение указанных выше расстояний. Размещение РГП выполняется с учетом требования равномерного распределения по всей территории республики и максимальной реализации возложенных на нее функций. Исходными пунктами для системы РГП являются постоянно действующие пункты глобальных спутниковых сетей (например, IGS - International GPS Service (Международная GPS-служба)), в том числе расположенные на территории Республики Узбекистан. Каждый РГП должен быть связан непосредственными измерениями не менее чем с тремя исходными пунктами и со всеми смежными РГП. РГП по режиму работы подразделяются на постоянно действующие (активные) и периодически определяемые (пассивные) пункты. Пространственное положение РГП определяется в общеземной системе координат относительно центра массы Земли с наивысшей достижимой точностью, обеспечиваемой применением современных приборов и методов измерений (с ошибкой не более 10-15 см). Среднеквадратическая погрешность взаимного положения любых РГП должна быть не более 2 см по горизонтальным составляющим координат и 3 см по высотной составляющей с учетом скоростей их изменения во времени. Система РГП обеспечивается связью с существующей АГС и государственной нивелирной сетью I или II классов. РГП привязываются к ближайшим пунктам АГС со среднеквадратической погрешностью не более 2 см по каждой плановой координате.

те. РГП привязываются к ближайшим фундаментальным реперам государственной нивелирной сети I или II классов методом высокоточного нивелирования. Система РГП обеспечивается связью с существующей гравиметрической сетью. На всех РГП выполняются определения абсолютных и относительных значений ускорений силы тяжести по программе определения фундаментальных гравиметрических пунктов. Количество, расположение, порядок закрепления и методы контроля стабильности положения РГП, техническое обеспечение, режим работы, программа наблюдений на РГП определяются специальными техническими проектами. Периодичность повторных определений на пассивных РГП устанавливается не реже одного раза в 5 лет и может изменяться в зависимости от получаемых результатов.

Спутниковая геодезическая сеть 0 класса. СГС-0 предназначена для распространения общеземной системы координат на всю территорию республики и определения параметров перехода между общеземной и референсной системами координат. СГС-0, наряду с РГП, служит исходной основой для развития геодезических сетей последующих классов. СГС-0 представляет собой опирающееся на РГП пространственное геодезическое построение, состоящее из системы пунктов, равномерно распределенных по территории республики, со средними расстояниями между ними 100-300 km. Среднеквадратическая погрешность взаимного положения пунктов СГС-0 должна быть не более $3 \text{ mm} + 5 \cdot 10^{-8} D$ (где D – расстояние между пунктами в mm) по каждой горизонтальной составляющей координат и $5 \text{ mm} + 7 \cdot 10^{-8} D$ – по высотной составляющей. Каждый пункт СГС-0 связывается одновременными измерениями со всеми смежными пунктами СГС-0 и не менее чем с двумя РГП. СГС-0 обеспечивается связью с существующей АГС и государственной нивелирной сетью I или II классов. Пункты СГС-0 привязываются к ближайшим пунктам АГС со среднеквадратической погрешностью не более 2 см по каждой плановой координате. Пункты СГС-0 привязываются к ближайшим реперам государственной нивелирной сети I или II классов методом высокоточного нивелирования. СГС-0 обеспечивается связью с существующей гравиметрической сетью. На всех пунктах СГС-0 выполняются определения относительных значений ускорений силы тяжести по программе определения фундаментальных гравиметрических пунктов. Периодичность повторных определений на пунктах СГС-0 устанавливается не реже одного раза в 5 лет и может изменяться в зависимости от получаемых результатов. Поврежденные или уничтоженные пункты в случае необходимости должны восстанавливаться и переопределяться. Повторное определение координат пунктов СГС-0 в обязательном порядке выполняется в районах, подвергшихся землетрясению с магнитудой более 5, в возможно короткие сроки.

Спутниковая геодезическая сеть 1 класса. СГС-1 предназначена для обеспечения оптимальных условий применения спутниковых средств измерений и максимальной реализации их возможностей. СГС-1 представляет собой геодезическое построение, состоящее из системы удобных и легко доступных для практического использования пунктов. СГС-1 строится отдельными фрагментами, включающими в себя все пункты СГС-0 и РГП, находящиеся в пределах создаваемого фрагмента. Включаются также окружающие фрагмент пункты СГС-0 и РГП, удаленные от ближайшего к ним пункта СГС-1, создаваемого фрагмента на расстояние не более трети расстояния между ближайшими смежными пунктами СГС-0. Средние расстояния между пунктами СГС-1 должны быть равны:

- 5-10 km – на территориях городов с числом жителей более 300 тыс. человек (плотность – 1 пункт на 20-80 km²);
- 10-20 km – в районах с интенсивной хозяйственной деятельностью, а также в регионах с сейсмической активностью 6 и более баллов (плотность – 1 пункт на 80-350 km²);
- 20-30 km – в районах, примыкающих к промышленным зонам и городам (плотность – 1 пункт на 350-800 km²).

В исключительных случаях на отдельных участках допускается увеличение или уменьшение плотности пунктов СГС-1. Необходимость этого должна быть установлена и обоснована в процессе разработки технического проекта. Среднеквадратическая погрешность взаимного положения пунктов СГС-1 должна быть не более $3 \text{ mm} + 1 \cdot 10^{-7} D$ (где D – расстояние между пунктами в mm) по каждой горизонтальной составляющей координат и $5 \text{ mm} + 2 \cdot 10^{-7} D$ – по высотной составляющей. Среднеквадратическая погрешность определения положения пунктов СГС-1 относительно ближайших пунктов СГС-0 и РГП не должна превышать 2 см. СГС-1 обеспечивается связью с существующей АГС и государственной нивелирной сетью I или II классов через совмещение части ее пунктов с пунктами АГС и нивелирными реперами или привязки к ним. Количество совмещенных или привязанных пунктов СГС-1 должно быть достаточным для определения параметров взаимного перехода между СК-42 и общеземной системы координат. Пункты СГС-1 привязываются к ближайшим пунктам АГС со среднеквадратической погрешностью не более 2 см по каждой плановой координате. Пункты СГС-1 привязываются к ближайшим реперам государственной нивелирной сети I или II классов методом высокоточного нивелирования. Очередность построения фрагментов СГС-1 и их границы определяются экономическими, хозяйственными и производственными потребностями регионов. Пункты СГС-1 должны обязательно обследоваться не реже одного раза в 10 лет. Поврежденные пункты в случае необходимости должны восстанавливаться и переопределяться. Повторное определение координат пунктов

СГС-1 в обязательном порядке выполняется в районах, подвергшихся землетрясению с магнитудой более 5, в возможно короткие сроки.

Астрономо-геодезическая сеть и геодезические сети сгущения. Существующие АГС и ГСС (1, 2, 3 и 4 классов) в новой структуре ГГС являются геодезическими сетями сгущения, обеспечивающими необходимую плотность пунктов для выполнения картографических, инженерных и других видов геодезических работ. Дополнительное сгущение или повторное определение пунктов существующей АГС и ГСС выполняется в следующих случаях:

1. Точность урвненных элементов этих сетей, полученных по прежним наблюдениям, ниже требуемой и не может быть повышена до необходимого уровня при совместной обработке с пунктами СГС-0 или СГС-1. При этом пункты существующей сети не могут быть функционально заменены пунктами СГС-1.

2. Плотность существующих пунктов геодезической сети недостаточна для данного района и при этом на данный район не планируется или нецелесообразно построение СГС-1.

3. Пункты АГС и ГСС расположены на территории, где обнаружены или обоснованно предполагаются деформации земной поверхности вследствие сейсмотектонических или техногенных процессов.

Для повторного определения пунктов АГС и ГСС используются относительные методы спутниковых определений, обеспечивающие среднеквадратическую погрешность определения взаимного положения смежных пунктов не более 3-5 см, или традиционные геодезические методы в соответствии с действующими инструкциями.

Список литературы:

1. Техничко-экономическое обоснование использования спутниковых навигационных систем GPS (США) и ГЛОНАС (Россия) для топографо-геодезического и кадастрового обеспечения территории Республики Узбекистан – Ташкент: НЦГиК, 1999.
2. Единая государственная система геодезических координат 1995 года (СК-95). Справочный документ. – М., 2000.
3. Программа государственной инвестиции на 1999-2001 гг. «Построение высокоточной государственной космической спутниковой геодезической сети Республики Узбекистан и ее оснащение современными автоматизированными средствами измерений и контроля». – Т.: Узгеодезикадастр, 1998.
4. Программа топографо-геодезического и картографического обеспечения Республики Узбекистан на период 2011-2015 гг. – Т.: Госкомземгеодезикадастр, 2010.
5. Инструкция по построению государственной спутниковой геодезической сети с применением спутниковых навигационных систем - Т.: Узгеодезикадастр, 1999.

УДК 622.44

© Макаров В.Н., Горбунов С.А., Корнилова Т.А. 2013 г.

ПЕРСПЕКТИВНЫЙ СПОСОБ ПОВЫШЕНИЯ ЭФФЕКТИВНОСТИ ГАЗООТСАСЫВАЮЩИХ ШАХТНЫХ ВЕНТИЛЯТОРОВ

Макаров В.Н., начальник управления инноватики и развития ФГБОУ ВПО УГГУ, докт. техн. наук, профессор; **Горбунов С.А.**, начальник отдела трансфера и технологий ФГБОУ ВПО УГГУ; **Корнилова Т.А.**, помощник начальника управления инноватики и развития ФГБОУ ВПО УГГУ

Shaxtalar ventilyator qurilmalarini tahlil qilish asosida aerodinamik kuchlanishni oshirish va gaz so'ruvchi ventilyatorlarining shaxta sharoitiga moslashishini oshirish bo'yicha istiqbol usullari taklif qilangan. Ishchi parragi girdobli yuqori foidali sirkulyatsion oqim xosil qiluvchi gaz so'ruvchi shaxta ventilyatorlarining radial aerodinamik sxemalarini hisoblash metodikasi ishlab chiqilgan.

Based on the analysis of the structure there was proposed mine fan promising way to improve the adaptability and aerodynamic loading of the gas exhaust of mine fans. The method of calculating the radial aerodynamic design of exhaust gas mining fans with vortex chambers in the blades of the impeller forming high-energy circulation flow.

Совершенствование технологии добычи угля привело к необходимости увеличения давления и глубины экономического регулирования газоотсасывающих шахтных вентиляторов (ГШВ) для обеспечения аэро-

динамической изоляции очистной выработки от выработанного пространства [1]. Это требует разработки ГШВ повышенной аэродинамической нагруженности и адаптивности. Поскольку в настоящее время

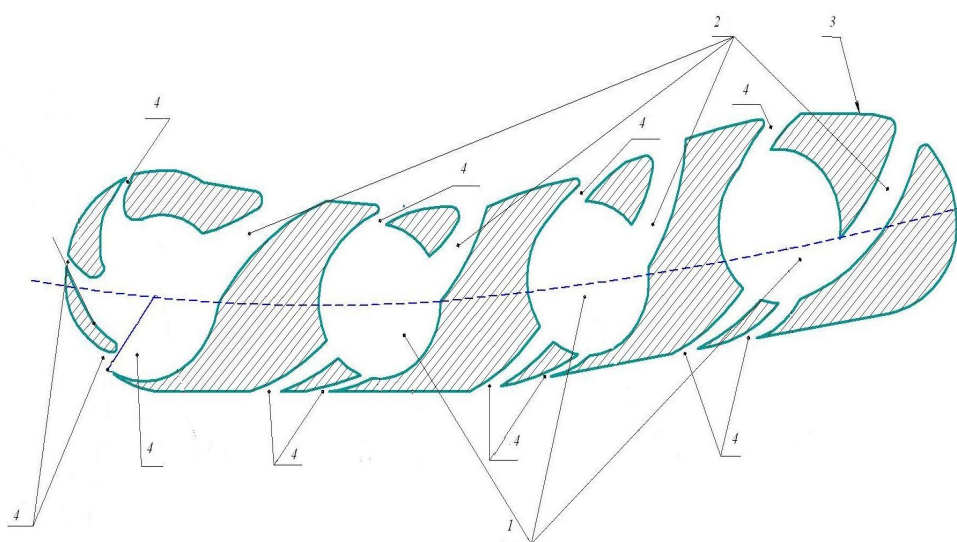


Рис. 1. Лопатка рабочего колеса газоотсасывающего шахтного вентилятора с вихревыми камерами

отсутствуют ГШВ на требуемые вентиляционные режимы, задача заключается в разработке теоретических основ расчета и научного обоснования технических решений создания данного типа вентиляторов.

Применительно к ГШВ наиболее перспективным способом повышения аэродинамической нагруженности, адаптивности и, как результат, их эффективности является применение активного управления обтеканием лопаток рабочего колеса. Оптимизация параметров управляющего потока позволяет достичь его взаимодействия с рабочим колесом, обеспечивающим режим суперциркуляции, то есть превышение фактической аэродинамической нагруженности вентилятора ее теоретического значения.

Конструктивные особенности ГШВ позволяют реализовывать в них прямооточную радиально-вихревую аэродинамическую схему с энергетическим управлением течения в межлопаточных каналах рабочих колес и применением интегрированных вихреисточников. Использование высокоэнергетического

характеристики вихреисточников.

В отечественной и зарубежной литературе отсутствуют данные по исследованиям метода вихревого управления обтеканием лопаток рабочих колес центробежных вентиляторов, выбору оптимальных энергетических характеристик управляющего потока вихреисточников, геометрических параметров вихревых камер и конструктивной их реализации.

В данной статье предложен метод расчета математической модели аэродинамики вращающейся круговой решетки профилей с вихревыми камерами. На рис. 1 представлена лопатка прямооточного ГШВ, снабженная встроенными в нее цилиндрическими вихревыми камерами 1, с осью параллельной задней кромки лопатки, тангенциальным входным каналом 2 со стороны ее рабочей поверхности 3 и перфорациями 4 с выходом на рабочую и тыльную поверхности.

Часть потока с рабочей поверхности лопаток через тангенциальные входные каналы поступает в вихревые камеры, свертываясь в «вихревой жгут» с циркуляцией, превышающей скорость вращения рабочего колеса.

Через перфорации «вихревой жгут» выходит на рабочую и тыльную поверхности лопаток, замедляя скорость основного потока в межлопаточном канале на рабочей поверхности и ускоряя на тыльной их поверхности лопатки, создавая дополнительную его циркуляцию, то есть увеличивая пе-

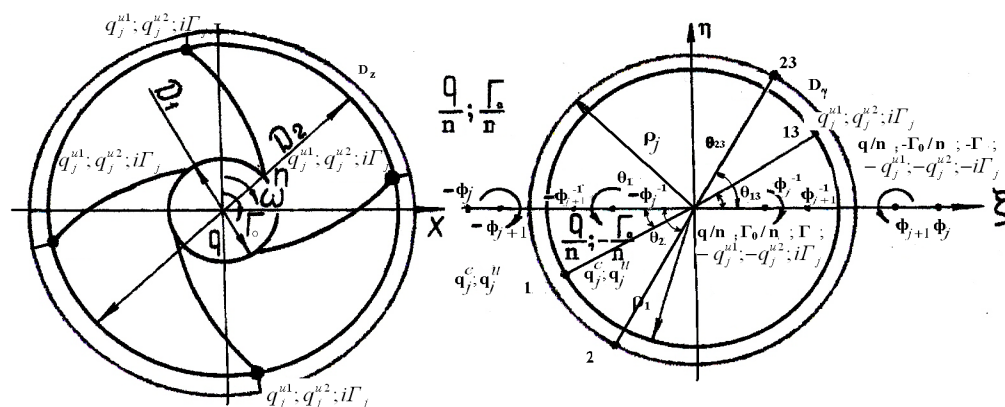


Рис. 2. Круговая решетка кусочно-гладких профилей в виде логарифмической спирали и соответствующая ей совокупность концентрических окружностей при $k=2$

репад давления между рабочей и тыльной поверхностями лопатки за счет эффекта Магнуса.

Вышеуказанное способствует существенному смещению задней критической точки схода потока с лопатки без отрывного вихреобразования, то есть значительному росту давления развиваемого вентилятором, увеличению его аэродинамической нагруженности и к.п.д. Такая конструкция ГШВ является качественно новым шагом в совершенствовании радиально-вихревых турбомашин, являющихся гидродинамическим аналогом шахтных центробежных вентиляторов с профилями S-образной формы [2, 3]. Аэродинамические схемы с S-образными лопатками нашли широкое распространение в шахтном вентиляторостроении. Поскольку поток застabilизирован на первоначальном участке межлопаточного канала данного класса турбомашин, а протяженность S-образного участка невелика, отсутствует интенсивное отрывное вихреобразование на выходе из рабочего колеса. Это способствует повышению аэродинамической нагруженности вентилятора при сохранении его экономичности. Однако применение вихревых камер интегрированных в выходной участок лопатки в рабочих колесах с вперед загнутыми лопатками, обеспечивая рост аэродинамической нагруженности, неизбежно приводит к существенному падению их экономичности. Предлагаемая конструкция лопатки рабочего колеса ГШВ лишена данного недостатка.

До настоящего времени не разработан математический аппарат расчета предлагаемых аэродинамических схем. Аэродинамический профиль предлагаемой лопатки рабочего колеса с вихревыми камерами, имеющими выходные каналы на ее тыльную и рабочую поверхности с позицией гидродинамической аналогии может быть представлен в виде полигонального контура (кусочно-гладкого профиля, в угловых точках j которого расположены вихреисточники). Притоком для указанных вихреисточников служат стоки q_j^c , расположенные на рабочей поверхности профиля, каналы которого имеют тангенциальный вход в вихревые камеры, создавая тем самым циркуляцию вихря $i\Gamma_j$ (рис. 2).

При этом расход вихреисточника распределяется поровну на рабочую q^{u1} и тыльную q^{u2} поверхности профиля.

По этой причине большой практический интерес представляет разработка математической модели, позволяющей провести исследования аэродинамики и установить закономерности плавного безотрывного обтекания вращающейся круговой решетки кусочно-гладких профилей. Как с позиции теории, так и прикладной аэродинамики решение этой задачи позволяет исследовать течения вращающейся круговой решетки с профилями произвольной формы и вихревыми камерами, интегрированными в них. Практическая значимость решения указанной задачи обусловлена потребностью установления общих закономерностей для рассматриваемого класса течений, при

которых в реальных условиях возможно обеспечение плавного обтекания острых углов лопаток рабочих колес вентиляторов. Это позволяет решить актуальную задачу повышения экономической эффективности ГШВ путем разработки технического устройства увеличения их аэродинамической нагруженности и регулируемости.

На рис. 2 приведена круговая решетка кусочно-гладких профилей, гидродинамический аналог профиля которой приведен на рис. 1, и соответствующая ей окружность единичного радиуса [3, 4].

Кусочно-гладкий профиль круговой решетки состоит из нескольких частей, образованных логарифмическими спиралями с углами раскрытия β_j , где $j=1...k$ число частей кусочно-гладкого профиля, в угловых точках которого расположены $(k-1)$ - вихревые камеры.

Для построения алгоритма аэродинамического расчета вращающейся круговой решетки кусочно-гладких профилей в виде логарифмических спиралей с переменным углом их раскрытия воспользуемся методом конформного отображения течения в круговой решетке на область, образованную k - концентрическими окружностями.

Таким образом, задача сводится к определению функции конформного отображения схематизированной круговой решетки профилей с особенностями в виде $(k-1)$ стоков, источников и вихрей $4(k-1)$ -листной римановой области D_z на $2n$ -листную римановую область D_γ , образованную k - концентрическими окружностями в области D_γ вне кольца с единичным внутренним радиусом $\rho_1=1$.

Представим круговую решетку кусочно-гладких профилей из отрезков логарифмических спиралей в виде k -круговых решеток, следующих одна за другой. Воспользовавшись принципом гидродинамической аналогии для потенциальных течений в областях D_z и D_γ , получим:

$$z_j = \sqrt[n]{\frac{\gamma + \Phi_j}{(\gamma - \Phi_j)^{\frac{n}{2i\beta_j + \rho}}}} \cdot \sqrt{\frac{\gamma + \Phi_j^{-1}}{\gamma - \Phi_j^{-1}}}, \quad (1)$$

где $\bar{\rho} = \ln \rho$.

Данные соотношения соответствуют уравнению, полученному в [3] при раздельном рассмотрении k -круговых решеток профилей. Внутренняя окружность кольца области D_γ , которой соответствует конформное отображение $z_1(\gamma)$ области D_z , имеет $\rho_1=1$, а внешняя окружность кольца области D_γ , которой соответствуют функции конформного отображения $z_j(\gamma)$, имеет $\rho_j > 1$.

Формпараметры Φ_j круговой кусочно-гладкой решетки профилей определяются из условия нарушения конформности в угловых точках:

$$\frac{dz_j}{d\gamma} = 0 \text{ при } \gamma_j = e^{i\theta_{jk}} \quad j=1...k \quad (2)$$

Для построения функции комплексного потенциала течения в области D_γ с единичным радиусом внутренней окружности воспользуемся методом особых точек С.А. Чаплыгина и принципом суперпозиции.

Сложность задачи определения комплексного потенциала течения в данном случае заключается в установлении условий единственности получаемого решения при расчете циркуляции вокруг вращающейся круговой решетки кусочно-гладких профилей.

В качестве такого условия следует принять аналог принципа Жуковского-Чаплыгина-Кутта о сходе потока с задней критической точки аналитического профиля [4]. С учетом рис. 2 и принципа гидродинамической аналогии для кусочно-гладкого профиля принятое условие Жуковского-Чаплыгина-Кутта трансформируется в систему взаимосвязанных условий обеспечения полного торможения потока в $(k+1)$ -точках кусочно-гладкого профиля, из которых $(k-1)$ являются его угловыми точками.

Таким образом, получаем систему $(k+1)$ - уравнений, однозначно определяющих при заданных углах раскрытия отрезков логарифмической спирали β_j -профиля величину циркуляции вихрей Γ_{k-1} и расход стока $q_j^c(k-1)$ - угловых точках кусочно-гладкого профиля, угол раскрытия логарифмической спирали профиля β_j .

При условии односвязности области D_z функцию конформного отображения внешности круга единичного радиуса на n -листной римановой поверхности в области D_γ на внешность $4(k-1)$ -листного полигонального контура схематизированной круговой решетки кусочно-гладких профилей, в угловых точках которых расположены вихревые камеры, в области D_z , получим с учетом формулы Кристоффеля-Шварца [2]:

$$z_j = \int_{\gamma} \frac{(\gamma - \tau_j)^{\beta_j-1} \prod_{j=1}^k (\gamma - \tau_j)^{\beta_j-1}}{(\gamma - \Phi_j^{-1})(\gamma - \Phi_j)} d\gamma, \quad (3)$$

где τ_j точки на окружностях радиусов ρ_j , соответствующие угловым точкам кусочно-гладкого аналитического контура, в которых расположены вихревые камеры в области D_γ ;

$\beta_j = \pi\beta_j$ - внешние углы $4(k-1)$ -листного полигонального контура круговой решетки профилей, соответственно, в угловой точке τ_j схематизированного вихревого устройства с его стоком q_{j-1}^c и источниками:

$$q_j^{n1} - q_j^{n2} = 0,5q_j^c$$

В соответствии с общей теорией аэродинамического расчета вращающейся круговой решетки аналитических профилей с вихревым управлением циркуляцией и математической моделью, изображенной на рис. 2, уравнение для коэффициента циркуляции вокруг кусочно-гладкого профиля вращающейся круговой решетки получим в виде:

$$\begin{aligned} \Gamma = & \sum_{j=1}^{k-1} \frac{\bar{q}_j \sin(\theta_{(j+1)(j+2)} - \theta_{13})}{[1 - \cos(\theta_{(j+1)(j+2)} - \theta_j)]} + \sum_{j=1}^{k-1} \frac{\Phi_j \bar{q}_j \sin \theta_{(j+1)(j+2)}}{(\Phi_j^2 - 1)} + \\ & + \sum_{j=1}^{k-1} \Gamma_j \frac{\Phi_j \cos \theta_{(j+1)(j+2)}}{(\Phi_j^2 + 2\Phi_j \cos \theta_{(j+1)(j+2)} + 1)} + \\ & + \sum_{j=1}^{k-1} 4q_j \frac{[1 + n\bar{q}_j(\Phi_j^2 - 1)^2 \cdot (\Phi_j^2 + 2\Phi_j \cos \theta_{j3} + 1)^2] \Phi_j (\Phi_j^2 + 1) \sin \theta_{j3}}{n \cdot (\Phi_j^2 - 1) \cdot (\Phi_j^2 + 2\Phi_j \cos \theta_{j3} + 1)} - \\ & - \sum_{j=1}^{k-1} \frac{2\pi \bar{V}_{\theta_{13}} (\Phi_j^2 - 2\Phi_j \cos \theta_{j3} + 1)}{(\Phi_j^2 - 1)} - \sum_{j=1}^{k-1} \frac{4\Gamma_0 \Phi_j \cos \theta_{j3}}{n \cdot (\Phi_j^2 + 2\Phi_j \cos \theta_{j3} + 1)}. \end{aligned} \quad (4)$$

Математический анализ полученной формулы (4) показывает, что циркуляция вокруг элементов кусочно-гладкого профиля круговой решетки с вихревыми камерами в угловых точках представляет собой степенную функцию коэффициентов: циркуляции вихреисточника Γ_j , расхода стока q_j^c и поддачи q .

Изменение циркуляции вихреисточников, расположенных в угловых точках кусочно-гладкого профиля, приводит к изменению угла выхода аэрогазодинамического профиля, и, как следствие, его кривизны.

При этом вихреисточник закручивает поток в направлении к тыльной поверхности профиля, что позволяет применить данную конструкцию в рабочих колесах с вперед загнутым профилем, обладающим высокой аэродинамической нагруженностью, сохраняя при этом высокие значения экономичности ГШВ.

Экспериментальные исследования подтвердили результаты расчетов, проведенных по данной методике и позволили разработать аэродинамическую схему радиально-вихревого газоотсасывающего вентилятора РВ 145-22 с КПД $\eta=0,87$.

Список литературы:

1. Косарев Н.П., Макаров В.Н. Генезис эффективности проветривания газообильных угольных шахт // Изв. вузов. Горный журнал. - 2012. - № 1. - С. 22 - 26.
2. Макаров В.Н., Белов С.В., Горшков О.В. Модификация метода конформных преобразований для аэродинамического расчета вращающихся круговых решеток с S-образными профилями // Горный аналитический бюллетень. - 2009. - № 5. - С. 394-398.
3. Макаров В.Н., Косарев Н.П. Расчет идеальной характеристики центробежного вентилятора с аэрогазодинамическими профилями // «Горный вестник Узбекистана». - 2012. - № 4. - С. 101-104.
4. Макаров В.В. Модификация метода конформного отображения для расчета энергетических регуляторов шахтных турбомашин. Уральская Горнопромышленная декада. Международный научно-промышленный симпозиум «Уральская горная школа-регионам», г. Екатеринбург, 12-21 апреля, 2010г. - С. 373-375.

РАЗРАБОТКА МАТЕМАТИЧЕСКОЙ МОДЕЛИ НАСОСНОГО АГРЕГАТА С РАЗОМКНУТЫМ ВОЗДЕЙСТВИЕМ ПО УРОВНЮ ЖИДКОСТИ

Худайбердиев Ш.М., инженер отдела главного энергетика управления НГМК

Suv sathining tasiri bo'yicha elektr tokini ajratish va nasos agregatining matematik modeli yaratilgan. Taklif qilingan model funksional bloklar ko'rinishida bo'lib suv bosimi bo'yicha har xil ko'rinishdagi bog'liqliklarni, kuchlanishlarni va statik qarshilik momentlarini xisoblash amalga oshirilgan.

A mathematical model of the pump unit with an open exposure to the level of the liquid, which is in the form of function blocks that implement different types depending on the pitch, the pressure, the static power and torque resistance have been developed.

Подземное выщелачивание руды осуществляется путем избирательного перевода металла в раствор на месте залегания руд при помощи закачивания в недра химических растворов. Для поднятия со скважин технологической жидкости и ее транспортировки применяют погружные и центробежные (сетевые) насосы с асинхронными двигателями. Известно, что функционирование насосных установок характеризуется в основном производительностью. Производительность в погружных насосах зависит от притока жидкости в скважину, в сетевых насосах - от производительности участка в целом.

Для исследования процессов влияния основных параметров технологии (дебет скважин, производительность участка) на режим работы электропривода насосных установок необходимо установить зависимости подачи, напора и статического момента от угловой скорости насосного агрегата [1-3].

Для вычисления подачи, напора и статического момента насоса при регулируемом электроприводе используем уравнение напорной характеристики центробежного насоса и уравнение характеристики трубопровода [1]:

$$H = H_{\phi} \cdot \left(\frac{\omega}{\omega_{ном}} \right)^2 - S_{\phi} Q^2, \quad (1)$$

$$H_{тр} = H_c + S Q^2, \quad (2)$$

где: H_{ϕ} - фиктивный напор насоса;

H_c - статический напор насоса, определяется как разность геодезических отметок наивысшей точки подачи жидкости до поверхности жидкости в резервуаре или скважине;

ω - текущее значение угловой скорости насоса;

$\omega_{ном}$ - номинальная угловая скорость насоса;

S_{ϕ} - фиктивное сопротивление насоса;

Q - подача насоса;

$H_{тр}$ - напор в начале трубопровода;

S - гидравлическое сопротивление трубопровода.

Напор в начале трубопровода равен напору, созда-

ваемому насосом, т.е. $H_{тр} = H$.

Используя зависимость (1, 2), получаем подачу насоса при регулируемом электроприводе:

$$Q = Q_{ном} \sqrt{\frac{H_{\phi} \cdot \left(\frac{\omega}{\omega_{ном}} \right)^2 - H_c}{H_{\phi} - H_c}}. \quad (3)$$

В режиме стабилизации уровня жидкости в скважине или резервуаре обеспечивается режим работы электропривода, когда текущая подача насоса равна притоку жидкости в скважину. Необходимая при этом угловая скорость определяется из (3) при $Q = Q_{пр}$:

$$\omega = \omega_{ном} \sqrt{\frac{H_c}{H_{\phi}} + \left(1 - \frac{H_c}{H_{\phi}} \right) \left(\frac{Q_{пр}}{Q_{ном}} \right)^2}. \quad (4)$$

Для получения зависимости напора от угловой скорости насоса проводятся следующие преобразования:

- находится гидравлическое сопротивление трубопровода при номинальных значениях напора и подачи насоса в соответствии с (2):

$$S = \frac{H_{ном} - H_c}{Q_{ном}^2}; \quad (5)$$

-при совместном решении уравнений (1, 2, 5) получаем зависимость напора насоса от угловой скорости при регулируемом электроприводе:

$$H = H_c + (H_{ном} - H_c) \frac{H_{\phi} \cdot \left(\frac{\omega}{\omega_{ном}} \right)^2 - H_c}{H_{\phi} - H_c}. \quad (6)$$

Зависимость КПД от угловой скорости насоса определяется с помощью формулы Муди, преобразованной для насосов [1]:

Рис. 1. Структурная схема частотно-регулируемого насосного агрегата с разомкнутым воздействием по уровню жидкости

$$\eta_{нас} = 1 - \frac{1 - \eta_{ном}}{\left(\frac{\omega}{\omega_{ном}}\right)^{0,36}}, \quad (7)$$

где $\eta_{ном}$ - номинальный (паспортный) КПД насоса.

Мощность, потребляемая насосом при регулируемом электроприводе, определяется по известному выражению $P = \frac{\rho \cdot Q \cdot H}{102 \cdot \eta_{нас} \cdot \eta_{эл}}$ с учетом напора и подачи насоса, зависящих от угловой скорости:

$$P = \frac{\rho \cdot Q_{ном} \cdot \left[\frac{H_{\phi} \cdot \left(\frac{\omega}{\omega_{ном}}\right)^2 - H_c}{H_{\phi} - H_c} \right] \cdot \left[H_c + \eta_{ном} \cdot H_c - \frac{H_{\phi} \cdot \left(\frac{\omega}{\omega_{ном}}\right)^2 - H_c}{H_{\phi} - H_c} \right]}{102 \cdot \eta_{нас} \cdot \eta_{эл}}, \quad (8)$$

где ρ - плотность перекачиваемой жидкости;

$\eta_{нас} \cdot \eta_{эл}$ - КПД насоса и электропривода ($\eta_{эл} = \eta_{дв} \cdot \eta_{пч}$);

$\eta_{пч}$ - КПД преобразователя частоты;

$\eta_{дв}$ - КПД электродвигателя.

Зависимость момента статического сопротивления от угловой скорости насоса находим из выражения:

$$M = \frac{P}{\omega} \cdot \eta_{эл}$$

Подставляя в данное выражение (8), получаем статический момент сопротивления при переменной частоте вращения насосной установки:

$$M_{н.с} = \frac{\rho \cdot Q \cdot H \cdot 10^3}{102 \cdot \omega \cdot \eta_{н}}, \quad (9)$$

где Q - текущая подача насоса;
 H - текущий напор насоса.

Используя полученные зависимости (3, 4, 6- 9), разрабатывается математическая модель насосного агрегата. Разработка математической модели проводится поэтапно, начиная с разработки математической модели без стабилизации уровня жидкости в резервуаре или скважине. На втором этапе вводится обратная связь по статическому напору с целью стабилизации уровня жидкости.

При математическом моделировании насосного агрегата приняты следующие допущения:

- динамические свойства насоса не учитываются, т. к. энергетические свойства агрегата рассматриваются в статическом режиме;

- перекачиваемая жидкость рассматривается как несжимаемая субстанция;

- влияние температуры на объемные показатели жидкой среды не учитывается, т. к. она колеблется в резервуаре или в технологической скважине незначительно;

- модели не рассматривают аварийные режимы работы, такие как явление кавитации и «сухой ход».

Математическая модель насосного агрегата с разомкнутым воздействием по уровню жидкости представляется в виде функциональных блоков, реализующих различного вида зависимости по подаче $Q = \varphi(\omega)$ (3), напору $H = \varphi(\omega)$ (6), мощности $P = \varphi(Q, H)$ (8) и моменту статического сопротивления $M_c = \varphi(P, \omega)$ (9) (рис. 1).

Список литературы:

1. Лезнов Б.С. Энергосбережение и регулируемый привод в насосных и воздуходувных установках. - М.: Энергоатомиздат, 2006 г. - 360 с.
2. Кирюхин В.П., Санталов А.М., Хоцянова О.Н., Хоцянов И.Д. Вентильные электроприводы для центробежных насосов // Вестник МЭИ. - 2007. - № 3. - С. 21-26.
3. Худайбердиев Ш.М., Тошов Б.Р., Каршибаев А.И. Разработка математической модели частотно-регулируемого электропривода // Горный вестник Узбекистана (научно-технический и производственный журнал). - 2012. - № 4 - С. 114-116.

РАЗВИТИЕ ИННОВАЦИОННЫХ ТЕХНОЛОГИЙ НЕДРОПОЛЬЗОВАНИЯ

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; Ибройева Л., аспирант РУДН
Гиесов Ж.С., аспирант РУДН

Foidali qazilma zaxiralaridan foidalanishda innovatsion texnologiyalarini rivojlantirishga foidali qazilmaning yotish chuqurligi zaxira kattaligi, ulardan foidalanish yo'llari, ekonomik ko'rsatgichlar va ekologiya yo'nalishlari ta'sir etadi. Bundan tashqari konning rentabelligini, qurilish xarajatlarini qoplash davrini, uni qurish vaqtini, bir yillik ekonomik samaradorligini va ijtimoiy ko'rsatgichlarini etiborga olish kerakligi asoslangan.

The development of innovative technologies subsoil affects the depth of the minerals, the value of stocks and possible future use, indicators of economic plan put forward by the customer, the environment. It should also be taken into account profitability, payback period, the construction company, the annual economic impact, and social factors.

В данной статье рассмотрено развитие инновационных технологий недропользования на примере месторождений бурого угля в Республике Беларусь (табл. 1-4, рис. 1, 2).

Для получения все большей эффективности от освоения месторождений полезных ископаемых используемые специализированные технологии и техника неизбежно и постоянно совершенствуются, т.е. периодически возникают более новые и эффективные технико-технологические инновации [1-14].

Причем конкретные виды этих инноваций предопределяются особыми (горно-геологическими) условиями залегания того или иного месторождения.

Так, в первую очередь, направление инновационного вектора развития технологий недропользования определяет **глубина залегания** месторождений полезных ископаемых [1, 4].

В частности, если глубина залегания угольных месторождений не превышает 150 м, то их разработка осуществляется открытым способом, а если превышает - то подземным (шахтным).

Самые глубокие шахты на территории Российской Федерации осуществляют добычу угля с уровня ниже 1200 м от дневной поверхности. Например, максимальная глубина разработки угольных пластов на шахте «Ключевской» составляет 1025 м. На Украине максимальная глубина добычи угля в настоящее время достигает значения 1290 м, а подготовительные работы здесь ведутся уже на глубине 1310 м.

Так как угольные месторождения, как правило, представляют собой протяженные залежи и пласты (свиты пластов), то такая довольно простая форма их залегания не является определяющим фактором инновационного развития технологий недропользования (в отличие от *угла падения* пластов, обуславливающего появления новых способов разработки).

Следующим определяющим горно-геологическим фактором возникновения новых технологий разработки является **мощность** и количество угольных слоев.

Например, для подземной разработки угля пласты обычно разделяются на тонкие (до 1,2 м), средней мощности (1,2 - 4,5 м) и мощные (более 4,5 м) [9].

В зависимости от той или иной мощности пластов были разработаны и впоследствии применены различные технологии выемки угля из шахты: ручной, механизированный, буровзрывной, геотехнологический и смешанный способы.

Для открытой разработки к тонким относят угольные пласты мощностью до 2 м, к средним - от 2 м до 15 - 20 м (в зависимости от угла их падения), а к мощным - свыше 15 - 20 м.

Кроме горно-геологических факторов, вектор развития инновационных технологий эффективного недропользования определяет возможные **пути (области) дальнейшего использования** извлекаемых из недр полезных ископаемых. Для бурого угля это может быть:

- сжигание (для нужд энергетики);
- получение синтетических топлив (термохимическая переработка и газификация);
- химическая индустрия.

И здесь необходимо выделять реальное численное значение эффективности, которое и определяет ту или иную область использования бурых углей. Так,

Таблица 1

Удельная теплота сгорания органического топлива

Топливо	У.Т.С. kgal/kg	У.Т.С. kJ/kg
Древесина	2960	12400
Торф	2900	12100
Бурый уголь	3100	13000
Каменный уголь	6450	27000
Антрацит	6700	28000
Кокс	7000	29300
Сланец	2300	9600
Сланцевый мазут	9100	38000
Природный газ	8000	33500
Сланцевый газ	3460	14500

сжигание 1 kg этого топлива (табл. 1) позволяет получить в среднем 23 - 27 MJ (6,4 - 7,5 kW·h) электрической энергии или 2,0 kW·h электричества (при КПД 30 %).

В ходе проведенных исследований была установлена довольно высокая эффективность бурых углей для нужд энергетики при их сжигании в котле в кипящем слое. При этом наиболее перспективным является их двухстадийное сжигание - с генерацией и последующим дожиганием полученных газов.

Что касается получения из углей синтетических топлив, то в 70-80-е гг. XX века в России была создана экономически эффективная технология переработки бурых углей методом гидрогенизации под довольно невысоким (6-10 МПа) давлением водорода, позволяющая рентабельно производить высококачественный бензин, дизельное топливо, бензол и т. д.

В настоящее время для обеспечения получения геологической информации и необходимого объема геоматериала для лабораторных исследований, РУП «Белгеология» на месторождениях бурого угля было пробурено 25 скважин (с получением кернов) средней глубиной 90 m и общим метражом 2250 m.

Для непосредственного осуществления технологических исследований по термохимическому разложению бурого угля на жидкие и газообразные составляющие в Институт проблем использования природных ресурсов и экологии Национальной академии наук Беларуси было направлено 2,5 t бурых углей.

Проведенные на этом материале лабораторные эксперименты показали, что термическое разложение бурых углей Бриневского месторождения при температуре 600⁰ С обеспечивает выход жидких продуктов в размере 17-21%, газообразных - 19-22%, а полукокса - около 60%.

С целью разработки современной инновационной технологии эффективного получения из бурого угля синтетических жидких топлив также в лабораторных условиях были детально исследованы состав и структура бурого угля с получением закономерностей их изменения в зависимости от его возраста [9].

Так, были установлены характеристики и значения физико-химических условий распада существующих в угле разнообразных связей, которыми соединены между собой алифатические, ароматические, гетероциклические и гидроароматические фрагменты, входящие в состав высокомолекулярных природных полимеров угля.

В частности было выявлено, что для молодых бурых углей характерно более высокое содержание гетероатомов, а макромолекулы в их структуре соединяются между собой, преимущественно с помощью электронно-донорно-акцепторных связей и механизмов.

Также было установлено и совершенно новое явление, заключающееся в том, что при определенных условиях взаимодействия с реакционной средой бурый уголь из первоначального твердого агрегатного состояния переходит в жидкое агрегатное состояние

(даже при нормальной температуре и атмосферном давлении).

Это открытие позволило разработать принципиально новую технологию получения из бурого угля синтетических жидких топлив, включающую следующие основные стадии: ожижение, очистку и плазмохимический каталитический крекинг, в соответствии с которой на первой стадии осуществляется процесс ожижения бурого угля. Для этого в размольно-смесительный аппарат (представляющий собой двухчервячный смеситель непрерывного действия) загружается бурый уголь и специальные модифицирующие добавки.

В процессе последующего измельчения и гомогенизации компонентов такой смеси осуществляется полноценная модификация бурого угля: значительно изменяется его высокомолекулярная структура и состав исходных фрагментов, а также разрушаются существовавшие электронно-донорно-акцепторные связи, что приводит к деполимеризации бурого угля и его превращению в жидкую углеводородную смесь. В результате получаемая жидкая углеводородная смесь по своим физико-химическим свойствам приближается к нефти.

Кроме этого, была разработана принципиально новая плазмохимическая технология переработки бурого угля, осуществляемая только в одну стадию, на выходе которой получают низкооктановый и высокооктановый бензины, а также дизельное топливо и жидкое топливо для энергетических установок.

В соответствии с этой технологией переработка бурого угля осуществляется в плазмохимическом реакторе, который представляет собой стальной вертикальный аппарат колонного типа.

В корпусе этого реактора размещают стационарный слой катализатора (необходимого объема). Очищенный и подготовленный бурый уголь (при нормальной температуре) подается равномерно в эту же колонну снизу, а сверху на него накладывается мощный поток микроволнового излучения.

В результате в объеме катализатора генерируется микроволновая плазма, разогревающая катализатор, реагент и угольную загрузку до необходимой (по реакционным условиям) температуры. В результате в реакторе осуществляется каталитический крекинг углеводородного сырья и другие специфические реакционные превращения.

По реагированию в верхнюю зону колонны в газообразном виде поступает катализатор, который затем выводится из колонны и возвращается в «голову» процесса, на последующую стадию приготовления смеси.

Величина запасов полезных ископаемых обуславливает значение продолжительности периода разработки месторождения. В этом отношении запасы бурого угля в Беларуси оцениваются величиной 1,5 млрд. t, в том числе разведанные (балансовые экономически целесообразные) - 160 млн. t.

В частности, запасы бурых углей (по сумме категорий) на Бриневском месторождении составляют 41,79 млн. т, Житковичском - 47,97 млн. т и Тонежском месторождениях - 40,04 млн. т [7].

В настоящее время была проведена детальная разведка **Бриневского месторождения**, на котором запасы бурого угля по категории В + С1 составляют 30 млн. т. Международный аудит (в соответствии с кодексом JORC) оценил запасы этого месторождения в 41,79 млн. т (рис. 1). Заявленными потребителями продуктов переработки бурого угля этого месторождения являются концерн «Белнефтехим», а также предприятия Министерства энергетики Беларуси. Себестоимость добычи 1 т угля на этом объекте составляет 13,5 долл. США.

По **Житковичскому месторождению** в пределах Северной и Найдинской залежей также была выполнена детальная разведка [7]. Запасы бурого угля на этом объекте оценены по категориям А + В + С1 + С2 в размере 47,97 млн. т. Международный аудит (в соответствии с кодексом JORC) оценил запасы этого месторождения в количестве 47,14 млн. т. Заданная годовая производительность угольных разрезов составляет 3,3 млн. т в год. В итоге, срок службы для Северной залежи Житковичского месторождения составит 4,7 г., а для Найдинской - 5,9 лет.

По **Тонежскому месторождению** запасы бурого угля по категориям С1 + С2 составляют 42,03 млн. т. Международный аудит (в соответствии с кодексом JORC) оценил запасы этого месторождения в 40,04 млн. т. При заданной годовой производительности карьера 3,3 млн. т срок его службы составит 5,8 года.

Лельчицкое месторождение бурых углей расположено в п.г.т. Лельчицы Гомельской области. Эксплуатационные (извлекаемые) запасы бурого угля проектируемого горнодобывающего предприятия на этом объекте оценены в 35,715 млн. т. Качество угля: влажность - 5,0-8,8%, зольность средняя - 34%, выход летучих веществ - 43,2-44,9%, содержание общей серы - 0,8-1,5%, высшая теплота сгорания - 27,2-28,9 MJ/kg, теплота сгорания на сухое топливо - 16,0-20,4 MJ/kg.

Характеристика угленосной толщи на этом объекте: перспективная площадь распространения - более 40 км², глубина залегания - от 90 до 400 м и более, угленосная толща содержит от 1 до 7 пластов бурого угля, мощность основного пласта угля - от 0,5 до 12,2 м. Уголь этого месторождения относится к переходной технологической группе, находящейся между группами ЗБ (плотный маловлажный бурый уголь) и Д (длиннопламенный каменный уголь).

По различным экспертным оценкам себестоимость добычи и погрузки в железнодорожные вагоны на этом объекте составляет 50,43 долл. США за 1 т, а добычи и отгрузки потребителям - 51,36 долл. США за 1 т. Основной тип потребителей: жилищно-коммунальное хозяйство, а также строительные организации (цементные заводы).



Рис. 1. Расположение месторождений бурого угля в Беларуси

Кроме этого, в южной части Припятского прогиба были выявлены углепроявления (Букчанское и Приболовичское) с суммарными ресурсами угля порядка 450 млн. т [6].

Вектор разработки эффективных инновационных технологий недропользования должен учитывать и **экологическую составляющую** (причем - сквозную: по горному цеху и при переработке полезных ископаемых, в общей совокупности).

Так, для того чтобы получить 4 млн. т синтетической нефти (жидкого топлива), необходимо переработать в заводских условиях около 10 млн. т бурого угля. При этом в атмосферу будет выброшено около 1,2 млн. т углерода, 80 тыс. т углекислого газа и будет образовано 700 тыс. т золы. А кроме этого по горному цеху (в соответствии с коэффициентом вскрыши 3 - 4) из недр будет извлечено и заскладировано в отвалах примерно 35 млн. т горной массы.

Данное обстоятельство обуславливает применение технологии скважинной газификации бурого угля (по месту его залегания в литосфере) [3].

Существенные отличия подземной газификации угля по месту его залегания от методов открытой и шахтной разработки обуславливают определенную специфичность способа сравнительной оценки этого метода.

При открытой или шахтной разработке, как правило, получают горную массу, а при ПГУ - готовый продукт. Естественно, сравнение различных видов технологии разработки должно производиться по показателям эффективности на получение конечного продукта, включая добычу, обогащение и др.

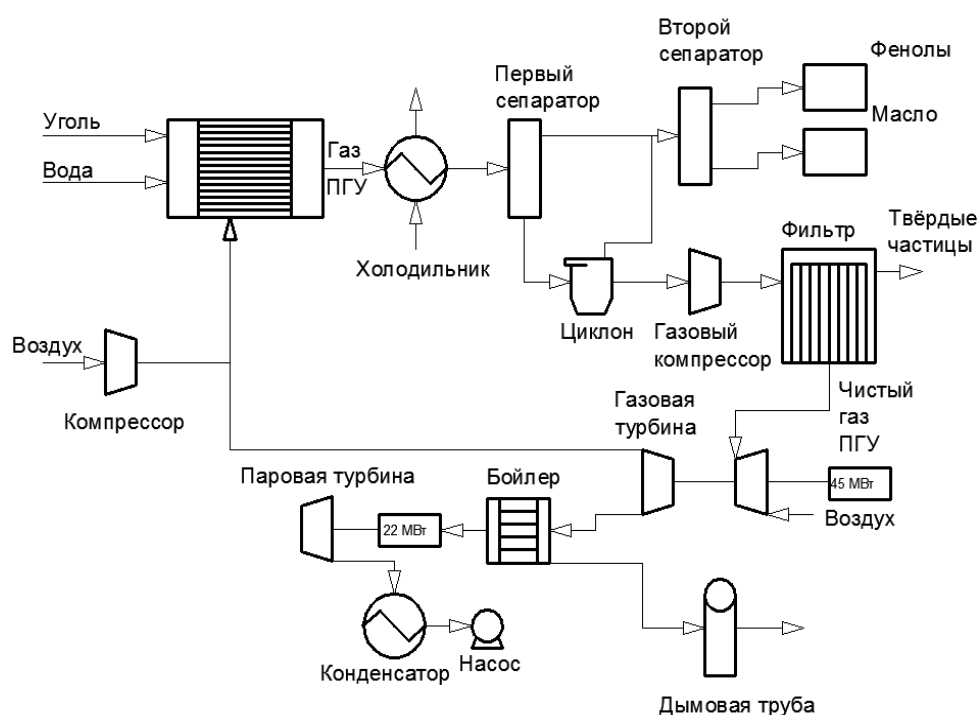


Рис. 2. Принципиальная схема комплексного предприятия «ПГУ-ТЭС»

Технология подземной газификации угля по месту его залегания (ПГУ) - нетрадиционный геотехнологический способ разработки угольных месторождений, позволяющий использовать современные методы отработки угольного сырья со сложными условиями залегания, совмещающий обогащение угля, переработку и получение готового продукта в виде газовых смесей.

Способ ПГУ включает в себя бурение скважин с поверхности земли до глубины залегания угольного пласта со сбойкой (соединением) их в пласте и с последующим нагнетанием и розжигом (создание управляемого очага горения) угольного пласта.

В компрессорном цехе устанавливаются компрессоры двух типов - высокого и низкого давления. Первые предназначены для подачи высокого давления (5 - 6 МПа) в подземный газогенератор дутья на фильтрационную сбойку или проработку каналов газификации.

Компрессоры низкого давления (турбовоздуховодки) подают дутье на газификацию под давлением 0,2 - 0,3 МПа. Из компрессорного цеха дутье поступает в газогенераторный цех по двум системам трубопроводов и далее подводится к соответствующим скважинам.

Для отбора газа из газоотводящих скважин служат коллекторы из металлических труб. Дутьевые и газовые коллекторы не являются постоянными сооружениями и периодически переносятся по мере отработки запасов угля. На каждом газовом коллекторе устанавливаются циклоны - аппараты для улавливания крупной пыли, выносимой с газом из газоотводящих

скважин. Далее газ направляется в цех охлаждения и очистки. На рис. 2 показана принципиальная схема комплексного предприятия «ПГУ-ТЭС» [8].

Предварительное охлаждение газа может производиться непосредственно в газоотводящих скважинах. Для этого в каждую из них опускается водоподающая трубка диаметром 12-18 мм с распылителем на конце.

В состав цеха охлаждения и очистки газа входят - скрубберы, градирня, циркуляционная система охлаждающей воды, отстойники, электрофильтры, установка сероочистки. Вначале газ поступает в скрубберы, где охлаждается до температу-

туры 30-35°C и одновременно дополнительно очищается от пыли и частично от смолы. Далее он поступает в электрофильтры, где окончательно очищается, а после этого в скрубберы сероочистки для извлечения сероводорода.

Затем он направляется в транспортный цех, где установлены турбогазоводки, подающие газ потребителям. На развитие инновационных технологий недропользования оказывают существенное влияние и **показатели экономического плана**, выдвигаемые заказчиком.

В частности, по Бриневскому месторождению капитальные затраты (суммарные инвестиции в основные средства) составляют 1435,4 млн. долл., операционные и эксплуатационные затраты - 44,55 млн. долл. США (табл. 2), по Житковичскому месторождению (табл. 3) - 391,3 млн. долл. США и 74,75 млн. долл. США, соответственно, а по Тонежскому месторождению (табл. 4) - 262,3 млн. долл. США и 45,4 млн. долл. США.

По Бриневскому месторождению объем требуемых инвестиций в уставный капитал, технологии и технологические процессы составляет 267,16 млн. долл. США, по Житковичскому месторождению - 391,3 млн. долл. США, а по Тонежскому месторождению - 262,3 млн. долл. США.

По Лельчицкому месторождению объем требуемых инвестиций в уставный капитал, технологии и технологические процессы составляет 578,7 млн. долл. США, а капитальные затраты (суммарные инвестиции в основные средства) оцениваются в размере 508 млн. долл. США.

Таблица 2

Капитальные затраты (суммарные инвестиции в основные средства) (Бринеовское месторождение)

Физические компоненты	Капиталовложения, млн. долл.
Приобретение технологического оборудования	765,2
Строительно-монтажные работы (с учетом жилищно-гражданского строительства)	639,6 30,6
Прединвестиционные разработки и НИР	
Всего (оценка):	1435,4

Операционные и эксплуатационные затраты

Статьи затрат:	
Вспомогательные материалы	0.54
Топливо и энергия на технологические цели	13.49
Основная и дополнительная заработная плата	4.61
Соц. страхование	1.57
Амортизация	22.52
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	1.14
Цеховые расходы	0.69
Всего млн. долл. (оценка)	44.55

Таблица 3

Капитальные затраты (суммарные инвестиции в основные средства) (Житковичское месторождение)

Физические компоненты	Капиталовложения, млн. долл.
Приобретение технологического оборудования	187,33
Строительно-монтажные работы (с учетом жилищно-гражданского строительства)	157,05 46,92
Прединвестиционные разработки и НИР	
Всего (оценка):	391,30

Операционные и эксплуатационные затраты

Статьи затрат:	
Вспомогательные материалы	0.97
Топливо и энергия на технологические цели	21.42
Основная и дополнительная заработная плата	6,05
Соц. страхование	2.06
Амортизация	39.77
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	3.25
Цеховые расходы	1.25
Всего млн. долл. (оценка)	74.75

Таблица 4

Капитальные затраты (суммарные инвестиции в основные средства) (Тонезское месторождение)

Физические компоненты	Капиталовложения, млн. долл.
Приобретение технологического оборудования	90,44
Строительно-монтажные работы (с учетом жилищно-гражданского строительства)	139,92 31,94
Прединвестиционные разработки и НИР	
Всего (оценка):	262,30

Операционные и эксплуатационные затраты

Статьи затрат:	
Вспомогательные материалы	0.64
Топливо и энергия на технологические цели	14.50
Основная и дополнительная заработная плата	4.90
Соц. страхование	1.66
Амортизация	21.60
Расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	1.40
Цеховые расходы	0.70
Всего млн. долл. (оценка)	45.40

Кроме этого, при оценке вариантов следует учитывать рентабельность, срок окупаемости затрат, время строительства предприятия, годовой экономический эффект.

Необходимо учитывать также и социальные факторы - условия труда рабочих. С этой точки зрения ПГУ перспективнее других методов, так как этот метод, как правило, не требует создания очистных выработок и присутствия в них людей.

Список литературы:

1. Воробьев А.Е., Джимиева Р.Б. Обоснование инновационных технологий шахтной разработки месторождений сланца и высоковязкой нефти. - Владикавказ: СКГТУ, 2008. - 114 с.
2. Воробьев А.Е., Лоцев Г.В., Дребенштедт К., Чекушина Е.В. Современный инновационный менеджмент недропользования. - Ош (Кыргызстан), 2008. - 323 с.
3. Воробьев А.Е., Нороев Ю.Д., Джимиева Р.Б. Инновационные методы газификации и термодеструкции месторождений горючего сланца // Под ред. д.т.н. К.С. Санакулова. Гриф НТС Навоийского горно-металлургического комбината. Бухара (Узбекистан). Изд-во Бухоро. 2011. 168 с. (ISBN 978-9943-367-07-4)
4. Воробьев А.Е., Разоренов Ю.И., Игнатова В.Н., Джимиева Р.Б. Инновационные геотехнологии разработки месторождений горючего сланца и высоковязкой нефти. Учебное пособие. - Новочеркасск, Изд-во ЮРГТУ (НПИ). 2008. - 213 с. (ISBN 978-5-88998-848-9)
5. Воробьев А.Е., Чекушина Т.В. Инновационный менеджмент недропользования. - М.: РУДН, 2008. - 222 с.
6. Государственная программа геологоразведочных работ по развитию минерально-сырьевой базы Беларуси на 2011 - 2015 годы и на период до 2020 года. Минск. Министерство природных ресурсов и охраны окружающей среды Республики Беларусь. 2010. 92 с.
7. Инвестиционные предложения по разработке месторождений полезных ископаемых Беларуси // <http://businessforecast.by/partners/publication/396>.
8. Крейнин Е.В. Нетрадиционные термические технологии добычи трудно извлекаемых топлив: уголь, углеводородное сырье. - М.: ООО «ИРЦ Газпром», 2004.
9. Методические рекомендации по применению Классификации запасов месторождений и прогнозных ресурсов твердых полезных ископаемых // М., ФГУ ГКЗ. 2007.

РАЗРАБОТКА КАТАЛИЗАТОРОВ ДЛЯ СИНТЕЗА ВИНИЛАЦЕТАТА НА ОСНОВЕ МЕСТНОГО СЫРЬЯ

Мухиддинов Б.Ф., проректор по научной работе НГГИ, докт. хим. наук, профессор; **Вапаев Х.М.**, доцент кафедры «Химическая технология» НГГИ, канд. техн. наук; **Икромов А.И.**, профессор кафедры «Органическая химия» ТашХТИ, докт. техн. наук; **Умрзаков А.Т.**, ассистент кафедры «Химическая технология» НГГИ; **Хамраев К.Ш.**, преподаватель кафедры «Химия и экология» НГПИ; **Ахтамova Д.Т.**, студент НГГИ

Maqolada vinilatsetatni geterogen katalitik usulda sirka kisloti va atsetilendan olish uchun mahalliy xom ashyolar asosida katalizatorlar yaratish va ularni fizik-mexanik hamda ekspatsion xarakteristiklari o'rganilgan. Bundan tashqari vinilatsetat hosil bo'lishiga katalizatorlarning tabiati va miqdori, temperatura hamda reaksiyaga kirishuvchi moddalar nisbatlarining ta'siri natijalari ham keltirilgan.

In this article given results of the study the development of catalysts for synthesis of vinyl acetate from local raw materials and the study of some physical, chemical and exploitative characteristics of the catalysts, as well as their influence on the kinetic parameters of the vinyl acetate synthesis.

Винилацетат (ВА) в основном используется при производстве поливинилацетата (ПВА). На основе ПВА в большом количестве изготавливаются водорастворимые латексные краски, водорастворимые эмульсии, широко используемые в строительстве. ПВА является эффективным средством борьбы с радиацией.

Гидролизом ПВА получают поливиниловый спирт, идущий на производство синтетического волокна «винол» и лекарственных препаратов.

Как известно, винилацетат синтезируется в жидкой [1-3] и паровой [4-6] фазе. При жидкофазном ме-

тоде он в основном применяется в качестве катализаторов соли ртути в присутствии минеральных и органических кислот, которые являются ядовитыми веществами.

Парофазный процесс осуществляется в присутствии катализатора ацетата цинка в качестве активного компонента и носителя активированного угля. Активированный уголь не производится не только в Узбекистане, но и в странах СНГ. Из вышеизложенного следует, что разработка катализаторов для синтеза винилацетата на основе местного сырья является актуальной задачей с точки зрения теории и практики.

В данной работе приводятся результаты исследования по разработке катализаторов для синтеза винилацетата на основе местного сырья и изучения некоторых физико-механических и эксплуатационных характеристик, разработанных катализаторов, а также их влияния на кинетические параметры синтеза винилацетата (табл. 1-3, рис. 1).

Объектом исследования служил ацетилен (ТУ 6.1-00203849-44:1995) и уксусная кислота (ТУ 6.1-00203849-08:2004).

С целью повышения механической прочности, а также создания кислотных центров на поверхности катализаторов и обеспечения равномерного распределения компонентов к полученной массе добавили необходимое количество в качестве пептизирующего агента 10-15% -ного раствора азотной кислоты. Затем сырые катализаторы проявляли на чашках Петри в течение 24 ч. Катализаторы сушили при $100 \pm 5^\circ \text{C}$ в течение 3-х ч и прокачивали при $450 \pm 5^\circ \text{C}$ с подъе-

Таблица 1

Физико – механические и эксплуатационные характеристики разработанных катализаторов

Состав, масс, %	Удельная поверхность, m^2/g	Механическая прочность, mPa	Длительность пробега до регенерации, h	Производительность, $\text{g/l-kat}\cdot\text{h}$	Средняя конверсия ацетилена, %
$\text{Cu}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 20,0$, каолин-80,0	78,0	4,2	36,0	41,2	78,0
$\text{Zn}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 25,0$, каолин-75,0	160	8,6	120,0	94,3	74,0
$\text{Cd}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 25,0$, каолин-75,0	142	8,0	96,0	79,8	81,0
$\text{Fe}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 25,0$, каолин-75,0	-	5,2	56,0	46,0	70,0
$\text{Cd}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 15,0$, $\text{Zn}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 15,0$, каолин-70,0	128	7,8	144,0	90,2	93,2
$\text{Zn}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 20,0$, $\text{Cd}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 15,0$, каолин-65,0	120	5,6	72,0	95,3	91,2
$\text{Zn}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 20,0$, $\text{Cd}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 20,0$, $\text{Bi}(\text{CH}_3\text{COO})_3\cdot 0,1$, каолин-59,9	75,0	5,4	55	97,3	72,3

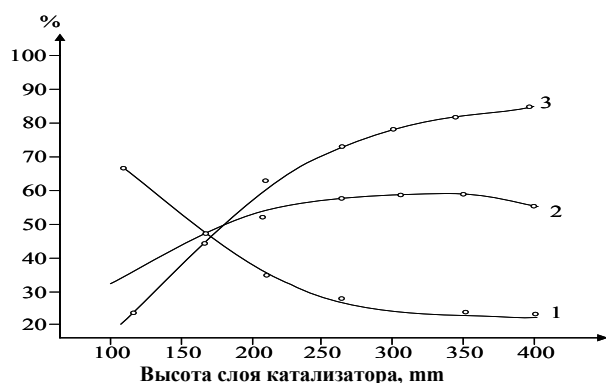


Рис.1. Зависимость избирательности образования винилацетата (1), этилендиациетата (2) и конверсии ацетилена (3) от высоты слоя катализатора

мом температуры на 50°C в h и поддерживали температуру 450°C в течение 3-х h . Цилиндры резали длиной 4 мм и отсеивали от пыли. Лабораторные испытания катализаторов в паровой фазе проводили по методике [7].

Разработаны новые катализаторы на основе местного сырья, которые содержат в качестве активного компонента ацетатов меди, цинка, кадмия, железа и висмута, а в качестве носителя каолин. Экспериментально установлено, что образование винилацетата из ацетилена и уксусной кислоты в паровой фазе начинается при температуре 140°C . Но при этом выход винилацетата и конверсии ацетилена очень низки. С увеличением температуры до 160°C они заметно увеличиваются, а при 170°C , достигают 85,0 и 93,2%, соответственно. Изучены физико-механические и эксплуатационные характеристики разработанных катализаторов, результаты которых представлены в табл. 1.

Из результатов исследования видно, что наибольшая производительность и стабильность достигается при использовании двухкомпонентных систем смеси ацетатов кадмия и цинка.

Исследованы также селективности процесса от соотношения исходных реакционных смесей, результаты которых приведены в табл. 2. Из результатов исследования видно, что в синтезе винилацетата существенную роль играет соотношение реагирующих веществ уксусной кислоты и ацетилена. С увеличением содержания ацетилена от 1 до 8, наблюдается плавное повышение выхода винилацетата и избирательности процесса, а также уменьшения количества побочных продуктов (этилендиациетат и ацетон).

Также изучено влияние высоты слоя катализатора на избирательность процесса и конверсии ацетилена (рис. 1).

Как видно из результатов исследования, с увеличением высоты слоя катализаторов увеличивается конверсия ацетилена и выход этилендиациетата, а образование винилацетата уменьшается. Уменьшение выхода винилацетата обуславливается образованием

Таблица 2

Зависимость селективности процесса от соотношения $\text{CH}_3\text{COOH}:\text{C}_2\text{H}_2$. $T=170^{\circ}\text{C}$, катализатор состава $\text{Cd}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 15,0\% + \text{Zn}(\text{CH}_3\text{COO})_2\cdot 15,0\% + \text{Al}_2\text{O}_3\cdot 70,0$ (№ 5), $\text{VC}_2\text{H}_2=100 \text{ л} \cdot \text{h}^{-1}$

Соотношение $\text{C}_2\text{H}_2:\text{CH}_3\text{COOH}$ моль	Содержание в продуктах реакции, %			Конверсия ацетилена, %
	Винилацетат	Этилендиациетат	Ацетон	
1	50,0	36,0	14,0	66,0
2	58,0	26,0	16,0	71,0
3	66,0	20,0	14,0	78,0
4	71,0	17,0	12,0	72,0
5	80,0	11,0	8,0	85,0
6	83,0	9,0	8,0	86,0
7	85,0	8,0	7,0	88,0
8	88,0	7,0	5,0	90,0

Таблица 3

Влияние состава металл ацетатов на выход винилацетата и производительность катализатора. $T=170^{\circ}\text{C}$

Ацетаты, %			Соотношение ацетатов	Производительность катализатора, г/л·кат·h	Выход винилацетата по уксусной кислоте, %
Zn	Cd	Bi			
11,0	11,0	1	1:1:0,1	335	93,0
20,0	20,0	0,1	1:1:0,01	324	90,2
10,5	10,5	2	1:1:0,2	310	86,1
10,0	10,0	5	1:1:0,5	306	85,6
12,1	12,1	-	1:1	308	85,7
17,0	5,0	1	3:1:0,1	249	69,2
16,5	5,5	2	3:1:0,2	233	64,3
18	9,0	-	2:1	214	58,3
20,7	2,3	1	9:1:0,1	210	61,2
20,8	2,2	2	9:1:0,2	203	58,2
21,6	2,4	-	9:1	194	53,1

ряда побочных продуктов при большом слое катализаторов. Исходя из этого, оптимальную высоту слоя катализатора выбрали в пределах 100 мм.

Исследованы также влияние природы и содержания металл ацетатов на выход винилацетата по уксусной кислоте и производительность катализатора, результаты которых представлены в табл. 3.

Из результатов исследования видно, что при равном соотношении ацетатов цинка и кадмия в незначительном количестве ацетата висмута выход винилацетата увеличивается от 85,6% до 93,0%, а производительность катализатора от 308 до 335 г/л кат. h. С увеличением соотношения ацетата цинка от 3:1 до 9:1 наблюдается плавное снижение выхода винилацетата от 69,2 до 53,1%, а производительность катализатора от 249 до 194 г/л кат. h.

Таким образом, синтез винилацетата из уксусной кислоты и ацетилена зависит от природы и количества катализаторов, от соотношения реагирующих веществ, температуры и от природы и соотношения металл ацетатов.

Список литературы:

1. Новый способ получения винилацетата. «Oil and gas Int» 10, № 11, 67 М.В.Ермолаев. - РЖХим. - 8 Н42. 1971. с.6.
2. Англ. пат. №1125055. Получение виниловых эфиров / В.Hendriks, G. Antoine, M. Dirk // кл.С2 С, (С07 с). . РЖХим. - 1969г. 13 Н72 П. с.12. 3.Япон. пат. № 48-35054. Способ получения сложного винилового эфира / М. Сиро, К. Хидэси, О. Йоо. // кл. 16В61, (С07с69/14). (японск.). РЖ.Хим. - 1971 г. 13 Н85 П. с.15.
4. Япон. пат. № 22847. Получение винилацетата / М. Кацуясу, Я. Масаюки // кл.16В612.2. РЖ.Хим. - 1968г. 14 Н38. с.7.
5. Бояджан В.К., Арицян В.К., Акопян А. Синтез винилацетата в псевдооживленном слое катализатора. Регенерация отработанного катализатора. «Айккан кимиакун амсагур, Арм.хим.ж.» -1971. 24 -№ 1, -(рез. англ). РЖ.Хим. - 1971г. 16 Н87 П. с.12.
6. А.С. №4753-76.187703 (ЧССР). Способ получения винилацетата / S. Stefan, J. Frantishek // опубл.15.02.82, МКИ С 07 С 69/15.
7. Мусурманов Н.Х., Разработка и исследование новых катализаторов парового синтеза винилацетата.Дисс. на соискание канд. тех. наук,Тошкент, 2011.-44 с.

УДК 539.215.2+539.043

© Бахронов Х.Ш., Суярова Х.Х. 2013 г.

ВЛИЯНИЕ РАЗМЕРОВ И ТЕПЛОФИЗИЧЕСКИХ СВОЙСТВ ЧАСТИЦ ЗЕРНИСТОГО МАТЕРИАЛА НА ИНТЕНСИВНОСТЬ ПЕРЕНОСА ТЕПЛА

Бахронов Х.Ш., и. о. профессора кафедры «Химическая технология» НГГИ; Суярова Х.Х., старший преподаватель кафедры «Химия и экология» Навоийского государственного педагогического института

Issiqlik almashinish apparatlari ichida issiqlik tashuvchining ko'tariluvchi harakatida donador material zarrachalarining mavhum qaynashini tashkil qilish bilan issiqlik berishni jadallashtirish usuli taklif etilgan. Qattiq zarrachalar o'lchami va xossalari issiqlik o'tkazish tezligiga ta'sirini aniqlash maqsadida tajribaviy tadqiqotlar o'tkazilgan. Eksperiment qurilmasining yozuvi, ularni o'tkazish metodikasi va tajriba tadqiqotlari natijalari keltirilgan. Tadqiqotlarda qo'llanilgan zarrachalar o'lchamlari va ularning xossalari o'zgarish diapazonida zarrachalar diametri va zichligi o'sishi bilan issiqlik berish jadalligi ortishi, zarrachalarining issiqlik o'tkazuvchanligi va issiqlik sig'imining issiqlik o'tkazishgi sezilarli ta'siri yo'qligi o'rnatilgan.

There was proposed a method of intensification of heat transfer enhancement in heat exchangers organization fluidized particles of particulate material in the upstream fluid. Experimental studies have been carried out to determine the effect of the size and properties of the particles on the heat transfer. There is given the description of the experimental setup, the method of their conduct and the results of experimental studies. It is established that the range of the dimensions and properties of the examined particles with increasing diameter and particle density increase the rate of heat transfer, thermal conductivity and specific heat of the particles has no noticeable effect on heat transfer.

В последнее время разработаны и успешно используются в промышленности высокоэффективные, выпарные аппараты, в которых для интенсификации теплообмена и предотвращения загрязнения теплообменных поверхностей используется слой зернистого материала, приводимый во время работы теплообменника в псевдооживленное состояние в восходящем потоке теплоносителя. Хаотичное движение твердых частиц разрушает пограничный слой жидкости, где сосредоточено основное термическое сопротивление, и создает высокую турбулентность потока по всей длине трубы, что повышает не только коэффициент теплоотдачи со стороны жидкости, но также исключает загрязнения поверхностей. При испытании было установлено, что применение метода псевдооживле-

ния в теплообменных аппаратах позволяет интенсифицировать конвективную теплоотдачу и теплообмен при кипении в два и более раза, а также практически исключает солеотложение [1].

Ранее нами экспериментально было установлено, что наибольшее значение коэффициента теплоотдачи наблюдается при определенных оптимальных значениях скоростей фильтрации, которые зависят от параметров и свойств частиц, а также от структуры слоя [2].

Имеющиеся в литературе данные о влиянии размеров твердых частиц на интенсивность теплоотдачи в основном относятся к газовому псевдооживлению и носят противоречивый характер.

С целью изучения влияния размеров и теплофизических свойств частиц зернистого материала на интенсивность теплоотдачи нами проведены экспериментальные исследования внешнего теплообмена в псевдооживленном слое на опытной установке, схема которой приведена на рис. 1. Установка состоит из рабочего участка, мерного бака, связывающих трубопроводов с запорно-регулирующей арматурой, а также измерительных датчиков и приборов. Изготовленная из нержавеющей стали теплообменная труба с внутренним диаметром 34 мм состоит из двух секций с рабочей высотой по 0,5 м. Каждая секция обогревается индивидуально. Для визуального наблюдения за характером движения твердых частиц в рабочем участке сделаны три смотровых окна, закрытые стеклом, и осуществлена подсветка. В опытах частицы ожижались водопроводной водой с температурой 20-25 °С без всякой обработки. В качестве модельных материалов твердой фазы были использованы полидисперсные зернистые материалы: стеклянные округлые частицы со средним диаметром 0,6; 2,37 и 4,47 мм, свинцовая дробь со средним диаметром 1,84; 2,37 и 4,06 мм и гравий со средним диаметром 1,3; 1,98; 2,54 и 3,048 мм.

Нижний конец теплообменной трубки соединен с линией водопровода, а верхний с атмосферой. В нижней части теплообменной трубки устанавливались сменные распределительные решетки, площадь живого сечения которых изменялась в пределах 3-5%. Нагрев воды осуществляли косвенным методом, с помощью проволоочных электронагревателей, намотанных на трубу через слой слюды. Напряжение в цепи нагревателя регулируется автотрансформатором 4М и регистрируется цифровым комбинированным прибором Ц - 4313.

В опытах изменялись: расход ожижающего реагента (воды), плотность теплового потока, высота неподвижного слоя (концентрация частиц в кипящем слое), материалы и размеры частиц, а также конструкция распределительных решеток. Расход воды варьировали в пределах от 0 до значения, соответствующего уносу самых больших и тяжелых частиц из аппарата.

Расход охлаждающей воды измерялся ротаметрами, установленными на входе в аппарат, регулируется игольчатым вентилем. Температура воды измерялась на входе в каждой секции и на выходе из них стеклянными термометрами ТЛ-4 с ценой деления 0,1 °С. Термометры устанавливались с некоторым наклоном, примерно в центре потока.

В трубку на решетку сначала засыпались твердые частицы до определенной высоты H_0 . После этого через игольчатый вентиль медленно пропускалась жидкость. Затем уже устанавливалась необходимая скорость жидкости, и подавалось электрическое напряжение, при котором измерялись температурно-манометрические параметры. Приступали к измерениям по достижении стационарного теплового режима работы установки. Далее повысили расход воды и снова измерялись все необходимые параметры.

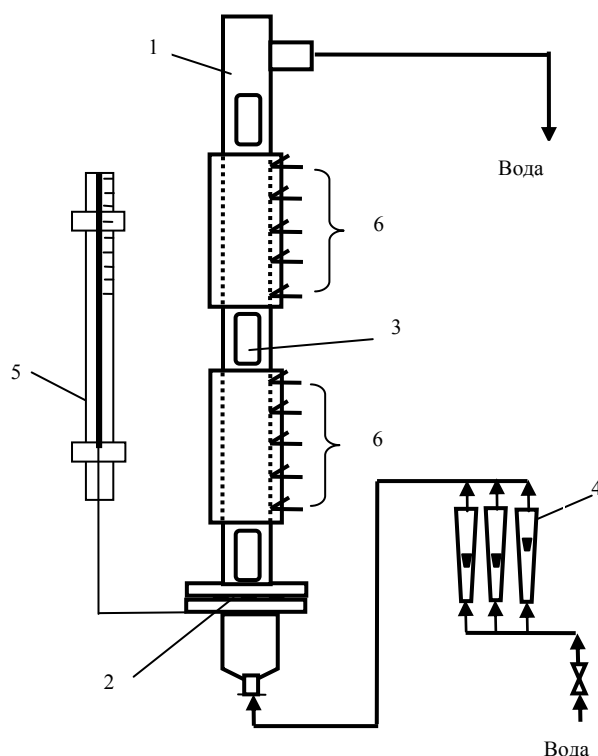


Рис. 1. Схема экспериментальной установки: 1 - рабочий аппарат; 2 - распределительная решетка; 3 - смотровые окна; 4 - ротаметры; 5 - пьезометр; 6 - термопары

Вначале для проверки правильности измерений и всей методики исследования определялись коэффициенты теплоотдачи при изотермическом течении воды и числах $Re (4 \div 30) \cdot 10^3$ в гладкой трубе.

Зависимость коэффициента теплоотдачи от скорости ожижающего агента изучали для различных фракций гравия, стеклянных частиц и свинцовой дроби при 12-15 стационарных режимах для каждой фракции. Скорость воды, степень расширения и высоту псевдооживленного слоя варьировали соответствующим в пределах 0,001 - 1,1 м/с и 50 - 300 мм.

Результаты экспериментов показали, что коэффициент теплоотдачи увеличивается с ростом диаметра частиц d (рис. 2). Это объясняется увеличением расхода жидкости при заданной порозности слоя, что приводит к повышению скорости ожижающего агента для больших значений диаметра частиц и соответственно росту конвективной составляющей теплопереноса. Можно сделать вывод, что для жидкостных кипящих слоев, в которых объемные теплоемкости твердой и жидкой фазы соизмеряемы, определяющую роль в процессе теплообмена играет конвективная составляющая.

В области мелких частиц, когда велика кондуктивная теплоотдача и незначительна конвективная теплоотдача, итоговая зависимость коэффициента теплоотдачи α от диаметра частиц обратная, а для

крупных частиц, когда преобладает конвективная составляющая теплообмена, α возрастает с увеличением диаметра. Естественно, что для тяжелых материалов, для которых при прочих равных условиях выше скорость фильтрации и фильтрационная составляющая теплообмена со стенкой, прямая зависимость α от диаметра начинается раньше (по d) и проявляется более сильно. Такая прямая зависимость α от диаметра частиц обязана исключительно конвективной составляющей теплообмена. В области малых скоростей фильтрации, где подавлено фильтрационное перемешивание, сохраняется обратная зависимость α от диаметра даже для крупных частиц (2,5-3,5 mm), а в области высоких скоростей зависимость α от диаметра становится прямой.

Таким образом, четкий анализ влияния размера частиц на коэффициент теплоотдачи в полном диапазоне его возможного изменения провести весьма трудно из-за большого числа переменных, от которых зависит характер этого влияния. В связи с этим наиболее надежным является пока сопоставление экспериментальных значений коэффициентов теплоотдачи для частиц различных размеров.

Плотность частиц ρ_c может оказывать влияние на теплообмен, поскольку от ρ_c в определенной степени зависит гидродинамический режим в псевдоожиженном слое. При неизменной скорости оживающего агента рост ρ_c приводит к уменьшению интенсивности движения частиц (падает число псевдоожижения K_w , так как возрастает скорость начала псевдоожижения w). В случае же неизменного K_w , напротив, следует ожидать увеличения интенсивности движения частиц с ростом ρ_c . Заметим, что максимальные значения α , как показывает анализ литературных и эксперимен-

тальных данных, с ростом ρ_c также должны возрастать. Действительно, в случае малых ρ_c максимальным значениям α должны соответствовать условия, при которых достаточно велика скорость движения частиц. Но большим скоростям движения частиц соответствуют значительные величины порозности ϵ взвешенного слоя, а потому относительно меньшие значения коэффициента теплоотдачи. Интересно отметить, что опыты по теплообмену при псевдоожижении капельными жидкостями показали экспоненциальную зависимость коэффициента теплоотдачи от плотности твердых частиц, что качественно соответствует основным теоретическим предположкам.

Теплопроводность твердых частиц λ_c , согласно данным многочисленных исследователей, на коэффициент теплоотдачи не влияет. Это следовало ожидать, и на основании предложенных теоретических формул было сделано допущение, затрагивающее теплопроводность материала, о практическом отсутствии градиента температуры внутри частиц, благодаря достаточной теплопроводности материала. Поэтому практическую независимость α от λ_c , демонстрируемую опытными данными, нельзя так просто вывести из теоретических соображений, как ранее предлагалось автором [3]. Согласно пакетному механизму теплообмена, коэффициент теплоотдачи должен быть пропорционален квадратному корню из теплопроводности слоя λ (но не частиц). Поскольку теплопроводность неподвижного зернистого слоя даже при продувании его газом мало зависит от теплопроводности твердого материала [4], то упомянутая зависимость α от λ вовсе не свидетельствует о влиянии на теплообмен теплопроводности твердого материала. Экспериментальные данные подтверждают зависимость α от теплопроводности неподвижного слоя (но не материала частиц).

По вопросу о влиянии теплоемкости твердых частиц на теплообмен нет единого мнения. Данные о росте α с увеличением теплоемкости c_p качественно согласуются с пакетным механизмом теплообмена. Однако согласно влиянию c_p на α должно количественно выражаться по-разному - в зависимости от величин теплопроводности и порозности взвешенного слоя. Имеющиеся экспериментальные данные не дают четкого ответа на вопрос о характере влияния теплоемкости твердого материала на интенсивность теплообмена. Если учесть, что реальный механизм теплообмена должен, видимо, учитывать как прогрев частиц или пакетов, так и фильтрационное перемешивание, то можно предположить, что роль c_p в теплообмене связана с гидродинамической и тепловой обстановкой в псевдоожиженном слое.

Если преобладает теплообмен за счет прогрева частиц или пакетов, то теплоемкость твердого материала влияет на теплообмен. Однако с ростом скорости оживающего агента это влияние может уменьшаться. Для относительно крупных частиц (когда теплообмен определяется фильтрационным переме-

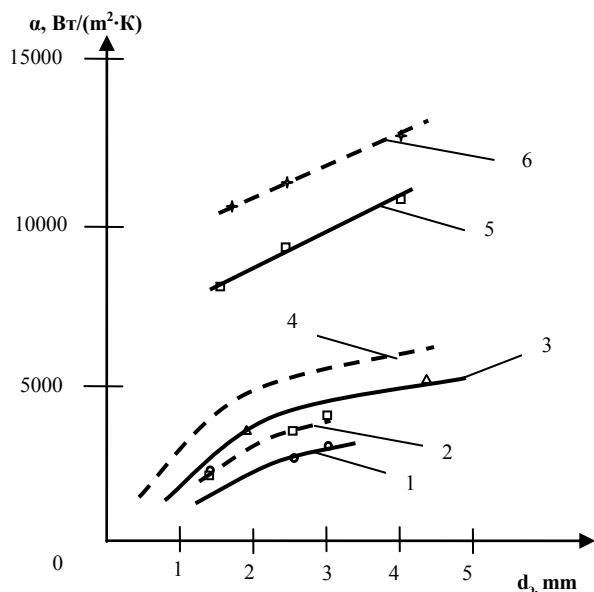


Рис. 2. Зависимость коэффициента теплоотдачи от эквивалентного диаметра частиц: 1, 2 - гравий; 3, 4 - стекло; 5, 6 - свинцовая дробь; 1, 3, 5- $K_w = 2$ и 2, 4, 6- $K_w = 5$

шиванием) теплоемкость частиц в меньшей мере влияет на теплообмен.

Если теплообмен определяется толщиной пограничной пленки, то $c_ч$ не будет оказывать на него влияния. В реальных условиях, когда играют роль различные способы переноса тепла, видимо, следует ожидать некоторого влияния $c_ч$ на коэффициент теплоотдачи.

Из теоретических соображений вытекает прямая зависимость α от удельной теплоемкости материала

$c_ч$ до достижения оптимума теплообмена, так как при большем $c_ч$ требуется меньшая скорость движения частиц и порозность для обеспечения заданного малого перегрева частиц за время экспозиции около стенки. Далее зависимость теряется, так как в условиях $\alpha_{\max}$ и за максимумом частицы сменяются настолько быстро, что и при уменьшении $c_ч$ нет их существенного перегрева. С упомянутым косвенным влиянием $c_ч$ может быть связана достигаемая численная величина $\alpha_{\max}$.

Список литературы:

1. Бахронов Х.Ш. Повышение эффективности выпаривания кристаллизующихся растворов с использованием псевдооживленного слоя: Дис. ... докт. техн. наук. – Ташкент: 2009. – 270 с.
2. Бахронов Х.Ш., Худойбердиева Н.Ш., Суярова Х.Х. Интенсификация теплоотдачи между поверхностью и потоком жидкости// Химическая технология. Контроль и управление. – Ташкент, 2012. – № 2. – С. 18-22.
3. Забродский С.С. Гидродинамика и теплообмен в псевдооживленном слое. – М.: Госэнергоиздат, 1963. – 488 с.
4. Азров М.Э., Тодес О.М. Гидравлические и тепловые основы работы аппаратов со стационарным и кипящим зернистым слоем. – Л.: Химия, 1968. – 512 с.

УДК 531.391

© Сидиков М.Н., Манглиева Ж.Х. 2013 г.

РЕГУЛЯТОРЛАРДА ДАСТУРЛИ ҲАРАКАТНИ АМАЛГА ОШИРИШДА ПУАНКАРЕНИНГ КИЧИК ПАРАМЕТР УСУЛИ

Сидиков М.Н., назарий ва татбикий механика кафедраси доценти ЎзМУ, физика -математика фанлари номзоди; **Манглиева Ж.Х.**, «Машинасозлик технологияси ва машинасозлик ишлаб чиқаришни автоматлаштириш» кафедраси катта ўқитувчиси, НДКИ, физика -математика фанлари номзоди

Bog'lanishlarni kombinatsiyalash usuli kengaytirilgan, buning asosida noideal golonom va nogolonom sistemalar harakat differensial tenglamalarini tuzishning yangi usuli taklif qilingan; noideal bog'lanishli sistemalar uchun Gaussning kichik og'ish printsipli umumlashtirilgan, shartli bog'lanish ostidagi friksion harakatining ustuvorlik shartlari keltirib chiqarilgan va shartli bog'lanishdan parametrik og'gan harakatni optimal stabillash masalasi hal qilingan.

The method of a connections combination on which was drawing up the new technique the differential equations of movement for golonomic and nongolonomic systems by the nonideal connections; It is given the generalization of the Gauss principle of least constraint for non-golonomic systems with frictional constraint within the framework of the advanced relations combined method, conditions of stability of program movements of an operated friction regulator are received and the problem of optimum stabilization of these movements in a vicinity of variety defined by conditional connection was solved.

Ишлаб чиқаришда, инженерлик фаолиятида учрайдиган муаммолардан бири технологик жараёнларни амалга оширишда ишчи машиналарнинг бурчак тезлигини маълум бир қоида бўйича бошқариш масаласи ҳисобланади. Шунинг учун тезликни маълум бир қоида бўйича ўзгартириш масаласи, кўп ҳолларда вариаторлар ёрдамида амалга оширилади. Маълум бўлган адабиётларга эътибор берадиган бўлсак, асосан вариаторлар кинематикасига тегишли ишларни кузатиш мумкин. Вариаторлар динамикасига тўхталадиган бўлсак, бу

йўналишга тегишли изланишларни асосан ишларида кўриш мумкин ва бу изланишлар ноголоном смтемалар динамикаси, шартли боғланишлар остидаги системалар назариясига асосланган [1-7]. Қуйида вариаторларнинг айримларида дастурли ҳаракатларни амалга ошириш масаласи устида тўхталиб ўтамиз.

Гилдирикларни ўзаро сирпанмасдан ҳаракат қилиш шартидан:

$$R\omega_1 = r\omega = \rho\omega_2 \quad (1)$$

Бунда R - узатувчи вал рануси;

l - бошқарувчи диск радиуси;

ρ бошқарувчи диск текислиги билан қабул қилувчи вал орасидаги масофа.

Система кинематик боғланишлар остида бўлгани учун, бу системалар учун энг қулай ҳаракат тенгламалари бу Аппель [4] тенгламалар бўлади, чунки бу тенгламалар анчагина кенгрок системаларни ўз ичига олади ва боғланишлар турига боғлиқ эмас.

Системанинг эркинлик даражаси иккига тенг бўлгани учун эркин координаталар сифатида қабул қилувчи валнинг бурчак тезлиги ω_2 ва ρ ўзгарувчиларни оламиз. Бунга кўра:

$$\begin{cases} R\dot{\phi}_1 = \rho\dot{\phi}_2 \Rightarrow R\omega_1 = \rho\omega_2 & (2) \\ r\dot{\phi} = \rho\dot{\phi}_2 \Rightarrow r\omega = \rho\omega_2. & (3) \end{cases}$$

ёки бу муносабатлардан фойдаланиб тезланишлар энергияси учун қуйидагига эга бўламиз:

$$S = \frac{1}{2}I_1\left(\left(\frac{\rho\dot{\omega}_2 + \dot{\rho}\omega_2}{R}\right)^2 + \left(\frac{\rho\omega_2}{R}\right)^4\right) + \frac{1}{2}m\dot{\rho}^2 + \frac{1}{2}I_2\left(\left(\frac{\rho\dot{\omega}_2 + \dot{\rho}\omega_2}{r}\right)^2 + \left(\frac{\rho\omega_2}{r}\right)^4\right) + \frac{1}{2}I_2(\dot{\omega}_2^2 + \omega_2^4).$$

Бунда ω_1 -узатувчи валнинг бурчак тезлиги;

ω оралик дискнинг дискнинг бурчак тезлиги;

ω_2 -қабул қилувчи дискнинг бурчак тезлиги.

Қабул қилувчи вал бурчаги ϕ_2 ва ρ га мос келувчи умумлашган кучларни ҳисоблаймиз:

$$\delta A = M_1\delta\phi_1 + F\delta\rho + M_2\delta\phi_2 = (M_1\rho + M_2)\delta\phi_2 + F\delta\rho, \quad (4)$$

$$Q'_2 = M_1\rho + M_2, \quad Q_u = u$$

Аппель тенгламаларига кўра:

$$(\rho\dot{\omega}_2 + \dot{\rho}\omega_2)\rho + I_2\omega_2 = M_1\rho + M_2, \quad (5)$$

$$m\ddot{\rho} = u.$$

Бунда $k = \frac{I_1}{R^2} + \frac{I}{r^2}$, M_1 , M_2 - узатувчи ва қабул қилувчи валларга таъсир қилаётган моментлар;

u -оралик дискка таъсир қилаётган бошқарувчи куч.

Шундай қилиб вариаторнинг ҳаракати иккинчи тартибли тенгламалар системаси билан аниқланар экан.

Фараз қиламиз қабул қилувчи валда қуйидаги:

$$\begin{cases} \omega_2 = \omega_{\max} \omega_0(t) \\ \dot{\omega}_2 = \omega_{\max} \dot{\omega}_0(t) \end{cases} \quad \omega_{\min} \leq \omega_2 \leq \omega_{\max}$$

конунга кўра ўзгарувчи ҳаракатни амалга ошириш керак бўлсин. Бу масала динамиканинг тескари масалаларига тегишли бўлиб [5-6], ҳаракатнинг айрим сифат хоссаларига кўра системага таъсир қилувчи бошқарувчи кучни аниқлаш масаласига келади. Бунга кўра (7) Аппель тенгламаларидан қуйидаги муносабат келиб чиқади:

$$\omega_0\rho\dot{\rho} + \dot{\omega}_0\left(\rho^2 + \frac{I_2}{k}\right) = \frac{1}{\omega_{\max}k}(M_1\rho + M_2).$$

$\omega_{\max}$ нинг катта қийматларида $\varepsilon = \frac{1}{\omega_{\max}k}$ микдорни кичик параметр сифатида қараш мумкин. Бунга кўра ҳаракат тенгламалар системаси қуйидаги кўринишга келади:

$$\begin{cases} \omega_0\rho\dot{\rho} + \dot{\omega}_0\left(\rho^2 + \frac{I_2}{k}\right) = \varepsilon(M_1\rho + M_2) \\ m\dot{\rho} = u \end{cases}, \quad (6)$$

ёки:

$$s = \frac{\rho^2}{2}, \quad M'_1 = \frac{M_1\sqrt{2}}{R}$$

белгилашлар киритганимиздан сўнг s учун ушбу:

$$\omega_0\dot{s} + (2s + J'_2)\ddot{\omega}_0 = \varepsilon(M'_1\sqrt{s} + M_2), \quad (7)$$

тенгламага эга бўламиз. Ҳосил бўлган дифференциал тенглама квадратурада интеграллан-майди. Бу тенгламанинг ечимини топиш учун Пуанкаренинг кичик параметр [7] усулидан фойдаланамиз.

Бунга кўра (7) тенгламанинг ечимини

$$s = s_0 + \varepsilon s_1 + \varepsilon^2 s_2 + \dots = \sum_{i=0}^{\infty} \varepsilon^i s_i, \quad (8)$$

кўринишда қидирамиз. Бу қатордаги s_i лар учун бошланғич шартлар қуйидагича бўлади:

$$s_0 = s(0), s_1(0) = 0, \dots, s_n(0) = 0. \quad (9)$$

Ечимни топиш алгоритмига кўра (8) ифодани (7) тенгламага қўйиб кичик параметр ε нинг бир ҳил тартибли даражалари олдидаги коэффициентларни тенглаймиз. Бунга кўра s_i функциялар учун қуйидаги дифференциал тенгламаларни ҳосил қиламиз:

$$I. i=0 \quad \omega_0\dot{s}_0 + \dot{\omega}_0(2s_0 + J'_2) = 0.$$

Бу тенгламани интеграллаб:

$$\int \frac{ds_0}{2s_0 + J'_2} = - \int \frac{d\omega_0}{\omega_0} + C, \quad (10)$$

$$\text{ёки} \quad \ln|2s_0 + J'_2| = -2\ln|\omega_0| + \ln c, \Rightarrow s_0 = \frac{1}{2}\left(\frac{C}{\omega_0^2} - J'_2\right). \quad (11)$$

Интеграллаш константасини аниқлаш учун бошланғич шартдан фойдаланамиз, Унга кўра:

$$C = \omega_0^2(0)(2s_0 + J'_2). \quad (12)$$

Шундай қилиб s_0 учун қуйидаги муносабат келиб чиқади:

$$s_0 = \frac{1}{2}((2s(0) + J'_2)\omega_0^2(0)/\omega_0 - J'_2)$$

$$II. i=1 \quad 2s_1\dot{\omega}_0 + \omega_0\dot{s} = M'_2s_0 + M_2.$$

Бу тенгламанинг ечимини топиш учун ўзгармасни вариациялаш усулидан фойдаланамиз.

Тенгламанинг ўнг томони учун:

$$\frac{ds_1}{2s_1} = - \frac{d\omega_0}{\omega_0} \Rightarrow s = \frac{C_2}{\omega_0^2}. \quad (13)$$

Ўзгармасни вариациялаш усулига кўра:

$$s_1 = \frac{\dot{C}_2}{\omega_0^2} - 2C_2 \frac{\dot{\omega}_0}{\omega_0^3}$$

ва асосий тенгламага қўйиб C_2 учун ушбу:

$$\frac{\dot{C}_2}{\omega_0} = \frac{M'_1}{2}\left(\frac{C}{\omega_0^2} - J'_2\right) + M_2, \quad (14)$$

дифференциал тенгламага эга бўламиз.

Бу тенгламани интеграллаб:

$$C_2 = \frac{M'_1}{2} C \int_{\omega_0}^{\omega} dt + \int_{\omega_0}^{\omega} (M_2 - \frac{J'_2}{2} M'_1) dt + C_3 = F(t) + C_3, \quad (15)$$

ва олинган муносабатни ўрнига қўйиб:

$$s_1 = (\frac{M'_1}{2} C \int_{\omega_0}^{\omega} dt + \int_{\omega_0}^{\omega} (M_2 - \frac{J'_2}{2} M'_1) dt + C_3) / \omega_0^2$$

ёки:

$$s_1 = \frac{F(t) + C_3}{\omega_0^2},$$

$$s_1(0) = 0 \text{ эканлигини ҳисобга олсак } C_3 = -F(0)$$

Шундай қилиб:

$$s_1 = \frac{F(t) - F(0)}{\omega_0^2}, \quad (16)$$

(9)тенгламанинг ечими эса кичик параметрнинг иккинчи даражали аниқлигида қуйидагича бўлади:

$$s = \frac{1}{2} ((2s(0) + J'_2) \omega^2(0) / \omega_0^2 - J'_2) + \varepsilon \frac{F(t) - F(0)}{\omega_0^2}. \quad (17)$$

Шундай қилиб, қабул қилувчи вал бурчак тезлиги етарлича катта бўлса, у ҳолда кичик параметр $\varepsilon = \frac{I}{\omega_{\max}^0 k}$ ни киритиш билан Пуанкаре методи асосида етарлича аниқликдаги дастурий асимптотик ечимни топиш мумкин.

Олинган натижага кўра, бундай механик системаларда асимптотик турғун даврий ҳаракатларни амалга ошириш ва аналитик ечимларни етарли аниқликда аниқлаш имкони бўлар экан.

Фойдаланилган адабиётлар:

1. Лурье А.И. Аналитическая механика. М: Гостехиздат, 1961. 824 с.
2. Азизов А.Г., Зиятдинов Р.М., О математическом моделировании агрегатов, содержащих вариатор скорости. // Проблемы машиностроения и надежности машин – М. -1993. № 5, с. 21-26.
3. Сидиков М.Н., Манглиева Ж.М., Динамика движения фрикционного редуктора с условной связью. Узб. журнал «Проблемы механики», 2007, № 4. стр. 22-25/
4. П. Аппель. Теоретическая механика. М., Наука, 1967, ч. 2
5. Галиулин А.С., Мухаммедзянов И.А., Мухарлямов Р.Г., Фурасов В.Д. Построение систем программного движения. М.: Наука, 1971, 372 с.
6. Мухаммедзянов И.А. К задачам построения уравнений программных движений. Дифференциальное уравнение. 1973, № 10, с. 1798 – 1803.
7. Н.Н.Моисеев. Асимптотические методы нелинейной механики. М.: Наука, 1998, 321 с.

УДК 622.24.051

© Тошов Ж.Б., Штейнерт В.А. 2013 г.

ДИНАМИКА БУРОВЫХ ДОЛОТ НА ПОВЕРХНОСТИ ЗАБОЯ СКВАЖИНЫ

Тошов Ж.Б., ст. научный сотрудник-соискатель НГГИ, канд. техн. наук; **Штейнерт В.А.**, генеральный директор представительства компании «Steinert Industries GmbH & Co. KG» в Узбекистане

Maqolada quduq zaboyidagi burg'ulash dolotosining dinamikasi uning geometrik parametrlari funksiyasi ko'rinishida qaralgan. Ushbu tadqiqotlar uslub asosida burg'ulash asbobini bir tomonlama qurol osma sifatida qaralganda barqaror emasligi olingan. Quduqlarni burg'ulashda turli rejimda ishlaydigan asbob tig'i bilan qoplanish yuzasini, qamrab olingan va chizilgan aylanalari radiusini hisoblash natijalari keltirilgan bo'lib, ular kelajakda tog' jinslarini optimal maydalash masalasini qo'yish va echish imkonini yaratadi.

The purpose of this study was to investigate the dynamics of drilling bit on the well bottom as a function of their geometrical parameters. The frame of this method for this study includes former existed objective data on the unstable drilling devices as cantilever suspension. Research calculation results are as follows: square coverage by tools blade working in different rotation regime; radius of the inscribed and circumscribed circle which leads to introduce and prospectively and solve problems on process optimization of mining rock at drilling the well bottom. Key words: mining rock, drilling, drilling bit, gear-ratio, kinetics, coverage area, radius of the inscribed and circumscribed circle.

Высверленные отверстия в поперечных сечениях получают многогранными с закономерностью n – число лезвий инструмента, $n+1$ – число грань поперечного сечения отверстия. При этом образуемый многогранник «перемещается» по стенке отверстия

по спирали. Впоследствии эта закономерность была обнаружена при выбуривании стволов скважин и шпуров в горных породах [1]. Это свидетельствовало о том, что на эту закономерность никак не влияла анизотропия среды. Единственное, на что обратили

внимание исследователи, так это на обратную зависимость величин шагов спиралей от прочностных свойств горных пород: чем крепче горная порода, тем меньше шаг спирали. Надо отметить при этом, что, хотя и без каких-либо доказательств утверждалось то, что образуемые площади поперечных сечений меньше площадей должны были бы быть сформированы при вращении инструментов вокруг конструктивно заданных осей, т.е. объяснялась динамическая неустойчивость инструментов на поверхности забоя относительно своих конструктивно заданных осей вращения. Динамическая модель поведения буровых долот на поверхности забоя скважины должна быть описана на детерминированной основе. Только в этом случае можно построить объективные критерии оценки работоспособности буровых инструментов в процессе разрушения горных пород, прямо зависящие от исходных данных, и в первую очередь, от геометрических параметров породоразрушающих буровых инструментов. Построив энергозатратные функции любой по форме динамической системы в трех режимах движения в системе координаты $N\epsilon i$ (где N – затраты энергии в форме путей контакта, ϵ – эксцентриситет, i – передаточное число), найдём, что в бицентричном режиме движения находится область с минимальными затратами энергии, которая ограничена сверху уровнями затрат энергии в центричном, снизу парами вращений в бицентричном и скачком затрат энергии от нуля до уровня затрат энергии в центричном режиме движения.

Эту область принято называть «энергозатратной ловушкой», потому что существуют вариационные принципы наименьшего действия [2, 3], которые утверждают, что в каждый момент времени динамические системы ведут поиск наименьшего действия, т.е. пути наименьших затрат энергии. Отсюда легко понять, что динамическая система в любом случае будет стремиться в «энергозатратную ловушку». Но для этого системе необходимо приобрести эксцентриситет. А после этого система сама же, согласно указанным принципам, будет сводить этот эксцентриситет к минимуму по закону, заданному теми или иными условиями.

Естественно полагать, что эта система имеет минимальные затраты энергии в $n+1$ – граннике, потому что при этом затраты энергии от сил сопротивления движению будут наименьшими относительно затрат энергии в центричном режиме, т.е. при вращении вокруг геометрически заданной оси инструмента и относительно затрат энергии в бицентричном режиме с перекачиванием n – гранника (инструмента) внутри $n+2, n+3, \dots$ – гранников, что вполне понятно.

Здесь следует заметить только то, что перекачивание n – гранных многоугольников, образуемых инструментами, осуществляется внутри $n+1$ – гранных с отрицательными и переменными передаточными отношениями, т.е. если инструменту будет задано вращение по часовой стрелке, то перекачивание будет осуществляться против часовой стрелки. В зависимости от этого будут изменяться и границы переменных межосевых эксцентриситетов.

Передаточными отношениями принято называть отношения угловых скоростей вращения вокруг подвижного центра к угловым скоростям вокруг неподвижного центра. Так, передаточное отношение шарошки есть отношение ее угловой скорости вокруг своей оси – ω_2 к угловой скорости вокруг оси долота – ω_1 т.е.:

$$i = \frac{\omega_2}{\omega_1} \quad (1)$$

Физически это означает – сколько раз шарошка обернется вокруг своей оси за один оборот долота. Что касается буровых долот режуще-скалывающего действия, то эта динамическая система будет искать и находить подвижный центр вращения в плоскости забоя скважины. Он в данном случае будет иметь переменную величину в определенных пределах.

При этом остается лишь вопрос о том, в каком случае затраты энергии меньше, чем в центричном режиме движения, т.е. при вращении инструмента вокруг своей конструктивно заданной оси или в бицентричном, т.е. при перекачивании n – угольника в $n+1$ – угольнике. Нами были проведены аналитические исследования, которые дают площади, перекрываемые двухлезвийными, трехлезвийными, п-лезвийными инструментами за один оборот вокруг неподвижного центра при движении в центричном и бицентричном режимах. Получена схема для вычисления площадей контакта двухлопастного, трехлопастного, n -лопастного долота на поверхности забоя скважины за один оборот вокруг заданного центра. Найдены параметры формируемого отверстия при движении двухлезвийных, трехлезвийных, п-лезвийных инструментов в бицентричном режиме.

Результаты исследования показали, что при движении двухлопастных инструментов на поверхности забоя для формируемых отверстий имеется:

- равенство покрываемых площадей:

$$S = S' = 2\pi R^2;$$

- радиус вписанной окружности (проходного отверстия), который равен:

$$R_{np} = R_{en} = 0,8394R;$$

- радиус описанной окружности формируемого отверстия равен:

$$R_{on} = 1,155R.$$

При движении трехлопастных инструментов на поверхности забоя формируемые отверстия имеют:

- площадь, покрываемую тремя лезвиями при движении в центричном режиме:

$$S = 3\pi R^2;$$

- при движении в бицентричном режиме:

$$S' = \frac{5\pi R^2}{3};$$

- радиус проходного отверстия равен (вписанной окружности):

$$R_{np} = R_{en} = 0,634R;$$

- радиус описанной окружности формируемого отверстия равен:

$$R_{on.} = 1,2247R.$$

А при движении четырехлопастных инструментов на поверхности забоя для формируемых отверстий мы имеем:

$$S = 4\pi R^2;$$

$$S' = \frac{3}{2}\pi R^2;$$

$$R_{en.} = 0,7971R;$$

$$R_{on.} = 1,2029R.$$

Проведенные исследования дают основание сделать следующие выводы:

1. Буровые долота как динамические системы на поверхности забоя скважины не могут работать в режиме вращения вокруг оси скважины (в центричном режиме), поскольку выход их в менее энергозатратный режим (бицентричный) с консольной подвеской инструмента легко допустим.

2. Выход буровых долот в бицентричный режим движения с энергозатратной точки зрения обусловлен возможностью работ буровых долот не в одной плоскости за счет изгиба буровых колонн.

3. Значительные различия в величинах радиусов описанных и вписанных окружностей относительно номинального диаметра инструмента требуют внимательного рассмотрения динамических аспектов буровых долот как в плане сохранения заданных поперечных размеров скважин, так и в плане поиска оптимальной динамики отработки буровых долот в бицентричном режиме на перспективу.

Список литературы:

1. Калинин А.Г. Механизм образования стволов геологоразведочных скважин. Информационное сообщение «Техника и технология геологоразведочных работ, организация производства» - ОНТИ ВИЭМС, 1968. - № 27. - С. 26.
2. Бухгольц Н.Н. Основной курс теоретической механики. Часть 1. Кинематика, статика, динамика материальной точки. 6-е изд. - М., Наука, 1965. - 468 с.
3. Стекланов Б.П. Сущность закономерности затрат энергии динамических систем от сил сопротивления движению. Сборник трудов II Республиканской научно-технической конференции «Проблемы бурения, закачивания и капитального ремонта скважин», Ташкент, 2012. - С. 24-27.

УДК 621.65.03-83.003.13

© Худайбердиев Ш.М. 2013 г.

МЕТОДИКА РАСЧЕТА ЭКОНОМИЧЕСКОЙ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРИМЕНЕНИЯ ЧАСТОТНО-РЕГУЛИРУЕМОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА В НАСОСНЫХ УСТАНОВКАХ

Худайбердиев Ш.М., инженер отдела главного энергетика НГМК

Makolada maxsus qurilmalarda elektr toki chastotasi ishini tartibga soluvchi elektr uzatmasini qo'llashning ekanomik samaradorligini xisoblash keltirilgan va u elektr uzatmasini qo'llash maksadga muvofiqligini belgilab beruvchi metodika hisoblanadi.

It is shown the method of calculating the cost-effectiveness of frequency-controlled electric pump application that you can use when deciding on the feasibility of implementing this drive.

Энергетические показатели насосных установок зависят от режима работы. Параметрами, определяющими режим работы насоса, являются напор и подача. Эти величины также полностью определяют частоту вращения и момент нагрузки на валу электродвигателя, т.е. режим работы электропривода. Соответственно, регулирование основных пара-

метров рабочего режима насоса окажет влияние на энергетические показатели и позволит определить эффективность работы насосной установки. Наиболее эффективно регулировать основные параметры режима работы центробежных насосов методом частотного регулирования вращения электропривода.

Но из-за больших стоимостей преобразователей частоты и множества факторов, влияющих на энергетические параметры электропривода, определение экономической эффективности применения частотно-регулируемого электропривода на вновь проектируемых и находящихся в эксплуатации насосных установках на сегодняшний день является весьма сложной и актуальной задачей. Для адекватной оценки экономической целесообразности применения частотно-регулируемого электропривода в насосных установках необходимо выполнить детальные инструментальные обследования основных параметров насоса в конкретных условиях и при существующей системе управления. Данные обследования позволят получить наиболее точные исходные данные для дальнейшего расчета. Расчет экономической целесообразности применения частотно-регулируемого электропривода на вновь проектируемых и находящихся в эксплуатации насосных установках необходимо выполнять поэтапно.

1 этап. Определяется энергопотребление W_1 при существующих условиях эксплуатации и существующей системе управления инструментальными средствами или расчетным путем, при этом 1 этап расчета справедлив для насосных установок продолжительного режима работы и регулирования производительности насоса при помощи дросселирования напорной линии.

2 этап. Определяется энергопотребление W_2 при внедрении частотно-регулируемого электропривода, как правило, расчетным путем или обработке статистических данных по удельным показателям.

3 этап. Определяется энергосбережение ΔW в натуральном выражении при внедрении частотно-регулируемого электропривода.

4 этап. Оценка энергоэффективности $\mathcal{E}_{\text{ТЭР}}$ в денежном выражении.

5 этап. Расчет срока окупаемости.

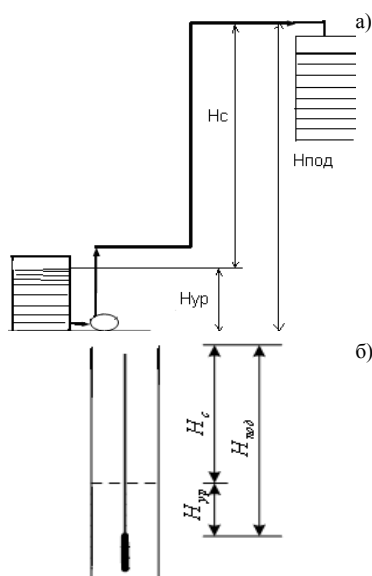


Рис. 1. Технологическая схема перекачки концентрата из зумпфа (а) и схема скважины с погружным насосом (б)

В первом этапе расчета определяется энергопотребление при существующих условиях эксплуатации и существующей системе управления. Предпочтительно определять инструментальными средствами, которые позволяют получить более точные данные по сравнению с расчетными величинами. Однако существует ряд насосных установок, для которых по тем или иным причинам невозможно применить инструментальные средства. В этом случае возникает необходимость применения расчетных методов.

Расчет потребления электроэнергии насосной установкой при нерегулируемом электроприводе определяют как:

$$W_{\text{сут}} = P_p \text{ КИО} \cdot t, \text{ kW} \cdot \text{h},$$

где КИО - коэффициент использования оборудования по времени;

t - продолжительность расчетного периода (час), в течение которого была определена средняя производительность $Q_{\text{ср}}$;

P_p - расчетная мощность насосной установки при известном токе определяется:

$$P_p = \sqrt{3} \cdot I_{\phi} \cdot U \cdot \cos \varphi,$$

где I_{ϕ} - фазный ток определяется на основе инструментальных замеров при средней производительности насосной установки $Q_{\text{ср}}$ (m^3/h) и минимальном статическом напоре (рис. 1).

При замере значения тока средняя производительность устанавливается с помощью существующей системы регулирования производительности насоса. Минимально возможный напор устанавливается в зависимости от гидрогеологических возможностей скважин или технических возможностей резервуара. Средняя производительность насосной установки на расчетный период определяется в соответствии с графиком подачи. Допускается оценка $Q_{\text{ср}}$ на основе статистических данных по изменениям производительности насоса. Вместе с этим $Q_{\text{ср}}$ можно определить на основе статистических данных по годовой производительности и времени работы насоса на соответствующих скважинах, резервуарах и т.д. При таком способе определения, данные заносятся в таблицу.

Во втором этапе расчета, для определения энергопотребления W_2 при внедрении частотно-регулируемого электропривода, необходимо:

1. Определение номинальных параметров насосной установки.

1.1. Определение номинальных параметров насоса по паспорту:

- паспортная подача - $Q_{\text{ном}}$, m^3/s ;
- паспортный напор - $H_{\text{ном}}$, m ;
- паспортный КПД насоса - $\eta_{\text{ном}}$.

1.2. Определение паспортных данных по приводному электродвигателю:

- номинальная мощность - $P_{\text{ном}}$, kW ;
- номинальное напряжение - $U_{\text{ном}}$, V ;
- номинальная частота вращения - $n_{\text{ном}}$, r/min ;
- номинальный КПД двигателя - $\eta_{\text{дв}}$;
- номинальный КПД преобразователя частоты - $\eta_{\text{пч}}$;
- номинальный коэффициент мощности - $\cos \varphi_{\text{ном}}$;

1.3. Дополнительные данные, необходимые для расчета:

- плотность перекачиваемой жидкости - $\rho_{н,к}$ kg/m^3 ;

- средняя производительность (определена в первом этапе расчета) - $Q_{ср}$, m^3/s .

2. Вычисляется потребляемая электрическая энергия W_2 в режиме частотного регулирования подачи насоса при средней производительности насосной установки.

Необходимо определить среднюю величину угловой скорости насоса при подаче $Q_{ср}$:

$$\omega_{ср} = \omega_{ном} \cdot \sqrt{\frac{H_c}{H_\phi} + \left(1 - \frac{H_c}{H_\phi}\right) \cdot \left(\frac{Q_{ср}}{Q_{ном}}\right)^2}, \text{ c}^{-1},$$

где $\omega_{ном}$ - номинальная угловая скорость насоса, c^{-1} :

$$\omega_{ном} = \frac{\pi}{30}, \text{ c}^{-1};$$

H_c - статический напор, определяется как разность геодезических отметок между поверхностью жидкости и наивысшим уровнем подачи жидкости, м водного столба (рис. 1);

H_ϕ - фиктивный напор насоса, м;

$Q_{ном}$ - номинальная (паспортная) подача насоса, m^3/s .

При перекачке не чистой воды, а жидкости с большим содержанием твердых частиц, пульпы, растворов с высокой плотностью и т.д., то статический напор равен:

$$H_{с.пульпы} = H_c \cdot \frac{\rho_{н,к}}{\rho_v},$$

где $\rho_{н,к}$ - плотность перекачиваемой жидкости, kg/m^3 ;

ρ_v - плотность воды, 1000 kg/m^3 .

Фиктивный напор равен:

$$H_\phi = (1,25 - 1,45) \cdot H_{ном},$$

где $H_{ном}$ - номинальный (паспортный) напор насоса.

Коэффициент 1,25 следует принимать для насосов чистой воды, коэффициент 1,45 - для насосов по перекачке пульпы или жидкости с высокой плотностью.

Находится среднее значение напора, который разбивается насосом при $\omega_{ср}$:

$$H_{ср} = H_c + (H_{ном} - H_c) \cdot \frac{H_\phi \cdot \left(\frac{\omega_{ср}}{\omega_{ном}}\right)^2 - H_c}{H_\phi - H_c}.$$

Данная зависимость справедлива в том случае, если насос выбран правильно, а трубопровод спроектирован так, что при номинальной скорости обеспечивается номинальная подача и напор.

Определяется КПД насоса при средней величине угловой скорости:

$$\eta_n = 1 - \frac{1 - \eta_{ном}}{\left(\frac{\omega_{ср}}{\omega_{ном}}\right)^{0,36}},$$

где $\eta_{ном}$ номинальный (паспортный) КПД насоса.

Электрическая энергия, потребляемая насосным агрегатом, при частотном регулировании при средней

производительности и среднем напоре определяется выражением:

$$W_2 = \frac{\rho_{н,к} \cdot Q_{ср} \cdot H_{ср}}{102 \cdot \eta_n \cdot \eta_{дв} \cdot \eta_{пч}} \cdot t \cdot \text{КИО}, \text{ kW} \cdot \text{h},$$

где η_n - КПД насоса;

$\eta_{дв}$ - КПД двигателя;

$\eta_{пч}$ - КПД преобразователя частоты.

t - продолжительность расчетного периода (h), в течение которого была определена средняя производительность $Q_{ср}$;

КИО - коэффициент использования оборудования по времени.

Данное выражение справедливо для насосных агрегатов, в которых отсутствуют сопротивление среды движению жидкости в линии нагнетания. Например, различные фильтры, смола на сорбционных колоннах и т.д.

В третьем этапе расчета определяется энергосбережение в натуральных единицах при внедрении частотно-регулируемого электропривода

$$\Delta W = W_1 - W_2, \text{ kW} \cdot \text{h}.$$

В четвертом этапе расчета определяется энергоэффективность в денежном выражении:

$$\mathcal{E}_{ТЭР} = \mathcal{C}_{ТЭР} \cdot \Delta W, \text{ сум/год},$$

где $\mathcal{C}_{ТЭР}$ - тариф на энергоноситель (сум/ $\text{kW} \cdot \text{h}$).

В пятом этапе рассчитываем срок окупаемости:

$$T_{ок} = \frac{\mathcal{E}_{чп}}{\mathcal{E}_{ТЭР}}, \text{ год},$$

где $T_{ок}$ - срок окупаемости;

$\mathcal{E}_{чп}$ - стоимость частотного преобразователя с транспортными (доставка) и пусконаладочными расходами.

При принятии решения о целесообразности внедрения частотно-регулирующего привода следует учитывать, что кроме экономического эффекта от экономии электроэнергии применения частотно-регулирующего привода дополнительно обеспечивается следующее:

1. Снижается износ запорной арматуры, т.к. большую часть времени задвижки полностью открыты.

2. Большую часть времени насосы работают при пониженных давлениях, что снижает утечки в системе.

3. Снижается износ коммутационной аппаратуры, т.к. ее переключения происходят при отсутствии тока.

4. Снижается износ подшипников двигателя и насоса, а также крыльчатки за счет плавного изменения числа оборотов.

5. Отсутствуют большие пусковые токи.

6. Уменьшается опасность аварий за счет исключения гидравлических ударов.

7. Обеспечивается одновременная защита двигателя от токов короткого замыкания, замыкания на землю, токов перегрузки, неполнофазного режима, недопустимых перенапряжений.

8. Появляется возможность дальнейшей комплексной автоматизации объектов системы водоснабжения.

О ЦЕЛЕСООБРАЗНОСТИ ВВЕДЕНИЯ В СИСТЕМУ ОБРАЗОВАНИЯ УЗБЕКИСТАНА ПРЕДМЕТА «ГОРНАЯ ЭКОЛОГИЯ»

Салимов Х.В., доцент кафедры «Безопасность жизнедеятельности» НГГИ, канд. биол. наук

Makolada ishlab chiqarish yo'nalishlarida va konchilik sohasida ekalogik xavfsizlik muammolarini yechishning ahamiyati ko'rsatilgan. Shuning bilan bir qatorda Uzbekistan Respublikasida oliy o'quv jarayoniga «Konchilik ekalogi-yasi» darsligini kiritish va uning ahamiyati asoslangan.

This article shows the importance of addressing issues of environmental safety in all sectors of manufacturing and mining, in particular, and also was proposed to introduce a system of education in Uzbekistan subject "Mining ecology."

В условиях перехода к рыночной экономике большое значение приобретает решение проблемы экологической безопасности во всех отраслях производства и горной, в частности. Горное производство по масштабам воздействия на окружающую среду занимает ведущее место среди других отраслей промышленности. Воздействуя на среду обитания, оно вызывает в ней геомеханические (изменение рельефа, нарушение механического состава почвы), гидрологические (нарушение режима почвенных вод, ухудшение качества поверхностных вод), химические (изменение химического состава среды), физико-механические (изменения свойств атмосферного воздуха, почвенного покрова, направление русла и стоков водных артерий) и термические (повышение температуры среды загрязнением ее производственными выбросами) изменения. Одним словом, расчет экономического ущерба производственного загрязнения среды от горного производства представляет сложную математику. Поэтому будущий горный инженер должен обладать знаниями прикладной экологии и уметь эффективно применять их в своей производственной деятельности. Наше время с точки зрения экологии характеризуется возникновением, развитием и становлением новых научных направлений. Они рождаются тогда, когда уровень научных знаний и разработанности методов исследований позволяют вскрыть фундаментальную общность процессов и явлений, казавшихся ранее далекими друг от друга.

В прикладных науках, к числу которых относится и горная наука, создание нового направления может диктоваться также и насущными проблемами практики разработки месторождений полезных ископаемых, тем более, что мероприятия по охране и рациональному использованию природных ресурсов не имеют пока единой теоретической и методической основы, а потому и являются недостаточно комплексными и эффективными. Каждая отдельная наука (в том числе и горная), взятая сама по себе, представляет собой концептуальную систему идей и понятий, имеющую замкнутый характер. Вместе с тем в науках, изучающих землю, все глубже утверждается диалектическая идея взаимосвязанности и взаимообусловленности изучаемых явлений.

Современный этап развития горной науки (системы знаний об условиях, методах и средствах добычи и обогащения твердых полезных ископаемых) показывает, что барьеры, ограждающие ее от других наук, в частности от экологии, исчезают. Экология, как констатирует Л.И. Цветкова в учебнике по экологии для технических вузов, хотя и развивалась в почве биологии, ныне она превратилась в интегральную науку, и выполняет функцию связывающего моста между естественными, техническими и гуманитарными науками.

На стыке горной науки и экологии на основе научных идей и разработок М.И. Агашкова, Б.Н. Ласкорина, Н.В. Мельникова, В.В. Ржевского, Е.М. Сергеева, А.В. Сидоренко, Н.Ф. Федоренко, Т.С. Хачатурова, С.С. Шварца, М.Е. Певзнера и др. происходит становление нового направления в горной науке – горная экология, имеющая большое теоретическое и прикладное значение. Она изучает закономерности воздействия человека на окружающую среду в сфере горного производства и, в первую очередь, взаимосвязь физических и химических процессов, лежащих в основе добычи и переработки полезных ископаемых, с круговоротом веществ и энергии в биосфере.

Это направление имеет цель:

- сформулировать сущность всей проблемы в целом;
- разработать научную программу и методы изучения проблемы;
- построить общую и частные модели взаимодействия человека с окружающей средой в сфере горного производства;
- суммировать результаты проведенных исследований и разработать научные основы технологических процессов, обеспечивающих оптимальный уровень воздействия на окружающую среду.

Формирование горно-экологического направления соответствует современным тенденциям развития экологии вообще, которая возникла более 100 лет назад как учение о взаимосвязи «организм - среда» и на наших глазах становится теоретической основой поведения в природе человека индустриального общества. Теоретической и методической основой горной экологии является учение о процессах взаимоотношений человека с окружающей средой, а также системная концеп-

ция В.И. Вернадского о биосфере и ноосфере. Закономерности процессов взаимоотношений человека с окружающей средой обусловлены развитием производительных сил общества и общественных производственных отношений. Диалектика отношений общества и природы основана на специфическом положении, которое занимает человек в биосфере. С одной стороны, биосфера является операционным базисом человека, т.е. он потребляет её природные ресурсы, использует происходящие в ней естественные процессы и оказывает при этом на биосферу крупномасштабное воздействие. А с другой стороны, биосфера является средой обитания, и все антропогенные нарушения биосферы, в конечном счёте, отражаются на условиях его жизнедеятельности. Горно-экологические исследования базируются на широком привлечении данных различных наук для вскрытия и анализа междисциплинарных (в научном отношении) и межотраслевых (в практическом плане) связей, позволяющих подойти к всестороннему рассмотрению проблемы «горное дело и окружающая среда». Такой подход охватывает три аспекта рассматриваемой проблемы: горное производство как объект, воздействующий на окружающую среду; окружающая среда как объект, определяющий условия развития горного производства; взаимодействие этих двух объектов.

Горно-экологические исследования направлены на решение следующих ключевых проблем:

- разработка принципов и путей оптимизации воздействия горного производства на окружающую среду;
- создание научных основ горно-экологического мониторинга на местах осуществления горного производства;
- разработку принципов экономической оценки изменения элементов биосферы под воздействием горного производства.

Изучая процессы горного производства, их воздействие на биосферу и учитывая многочисленность и разнообразие видов этого воздействия, горная экология использует как методы физики, химии, биологии, математики, механики, геологии и горного дела, так и методы, применяющиеся в экономике и социологии.

Горно-экологические исследования направлены на решение также следующих ключевых вопросов:

1. Создание научных основ горно-экологического мониторинга (наблюдения, контроля, управления) той части биосферы, которая подвергается воздействию со стороны горного производства для:

- элементов биосферы и экологических систем, способных к самоочищению, самовосстановлению и развитию, при этом большое значение приобретает создание сети контрольных пунктов с целью получения информации о допустимом уровне воздействия, о естественных ресурсах этих систем и уровне их эффективного использования;
- элементов биосферы и экологических систем, не обладающих способностью к самоочищению и самовосстановлению, при этом особое значение имеет их охрана и рациональное использование. Важное место

должно занимать изучение состояния окружающей среды с точки зрения её влияния на здоровье человека. Необходимо иметь в виду, что процессы и явления, происходящие в окружающей среде при разработке месторождений полезных ископаемых, достаточно разнообразны. В своих предельных значениях скорость этих процессов и явлений может быть катастрофически высокой или едва отличающейся от нуля. Соответственно этому в состоянии здоровья человека могут иметь место резкие сдвиги или менее заметные изменения, которые, однако, могут привести к хроническим профессиональным заболеваниям.

2. Разработку принципов экономической оценки изменения биосферы под воздействием горного производства и общей природоохранной эффективности всех мероприятий по рациональному использованию минеральных ресурсов и их охране. При этом резко возрастает важность учёта экологических факторов при планировании развития производительных сил в регионах. Промышленные и сельскохозяйственные объекты должны проектироваться и размещаться так, чтобы обеспечивалась экономическая целесообразность переработки и использования отходов горного производства (применение шахтных вод для орошения сельскохозяйственных земель и в металлургических процессах, утилизация продуктов, аккумулирующихся в пыле- и газоочистных установках, и др.).

В узбекской модели системы высшего и среднего специального образования экология, как самостоятельный учебный предмет, помещена в учебный план, в основном, под общим названием «Экология». Здесь не предусмотрена специализация предмета по направлениям и специальностям образования. Разработанная специалистами ведущих учреждений образования и утвержденная учебная программа подчинена интересам того ВУЗа, где она разработана. Данная ситуация усложняет охват всех сфер и направлений образования и поэтому специалисты каждого учебного заведения вынуждены приспособить ее применительно к учебному процессу данного заведения, где они работают. Здесь нельзя отрицать тот факт, что прикладная экология без знаний по общей экологии, что «здание без фундамента».

Поэтому в изучении экологии любых направлений образования необходимо включить основные понятия общей экологии. Студенты технических ВУЗов должны иметь минимум знаний о популяциях и биоценозах, о биосфере и критериях ее существования, об экосистемах и их слагающих, о качестве среды обитания и т.п.

Исходя из описанного, предлагается следующее:

1. В процесс разработки учебной программы по экологии привлекать ведущих специалистов ВУЗов республики и интегрировать их знание в данной области.

2. Предусмотреть в учебном плане ВУЗов с наличием горного направления образования, а это имеется в ТашГТУ и в НГГИ, для направлений образования, связанных с горным делом, предмет «Горная экология» с учебной нагрузкой не менее 72 h аудиторных занятий.

МИРСАИДОВ ГАЙРАТ МИРАХИМОВИЧ (к 75-летию со дня рождения)



Мирсаидов Гайрат Мирахимович родился 1 октября 1938 г. в г. Ташкенте. В 1957 г., окончив среднюю школу с золотой медалью, поступил на горный факультет ТашПИ. В 1962 г. окончил ВУЗ с дипломом с отличием по специальности «Горная электромеханика» с присвоением квалификации горного инженера-электромеханика. Мирсаидов Г.М. после окончания института работал в институте «Узгипроцветмет». В 1964 г. поступил в аспирантуру при ТашПИ.

С 1964 г. Гайрат Мирахимович связал свой жизненный путь с ТашПИ, ныне ТашГТУ им. Абу Райхана Беруни. По окончании аспирантуры работал в университете ассистентом, старшим преподавателем, доцентом, заместителем декана, заведующим кафедрой «Горно - транспортные машины и горная электромеханика». В 1991 г. продолжил работу в качестве начальника учебно-методического управления, заместителя проректора по учебной работе ТашГТУ.

Мирсаидов Г.М. ведет активную научную деятельность, является автором более 150 учебников, учебных пособий, методических и научных статей. Основные научные статьи посвящены теоретическим вопросам работы диаметральных вентиляторов и регулированию потока воздуха в горных выработках с помощью воздушных завес. Диаметральный вентилятор, сконструированный Мирсаидовым Г.М., был применен для создания воздушных завес на шахтах и рудниках. Многие опубликованные им научные статьи посвящены вопросам транспортирования полезного ископаемого на шахтах и карьерах, а также повышению надежности электромеханического оборудования горных предприятий.

В последние 15-20 лет творческая деятельность Мирсаидова Г.М. посвящена совершенствованию

учебно-методического процесса в ВУЗах. Он является одним из авторов рейтингового контроля знаний студентов, а также разработчиком алгоритма тестов для контроля знаний студентов.

Мирсаидов Г.М. является одним из первых разработчиков Государственных образовательных стандартов. Им в свое время были разработаны Государственные образовательные стандарты по 32 техническим образовательным направлениям бакалавриата.

В последующем, в 2004 - 2008 гг., он также активно участвовал в разработке Государственных образовательных стандартов, типовых учебных планов и программ учебных дисциплин по горному образованию.

В период работы заведующим кафедрой он активно начал заниматься внедрением интеграции «Вуз - производство». По его инициативе были заключены договора о содружестве с ОАО «Узбекуголь» и АГМК, где была предусмотрена организация квалификационных практик студентов с обеспечением рабочих мест и доступа к новой технике и технологии.

Наиболее полно раскрылись организаторские способности Мирсаидова Г.М. после назначения его в 2002 г. деканом факультета геологии и горного дела ТашГТУ. Он является инициатором корпоративного содружества по организации научной, учебной производственной и спонсорской деятельности с ведущими угольными, горно-металлургическими и геолого-разведочными предприятиями Республики Узбекистан. Мирсаидов Г.М. внес большой вклад в дальнейшее развитие факультета, расширение его материально-технической базы, укрепление связей с производством и наукой.

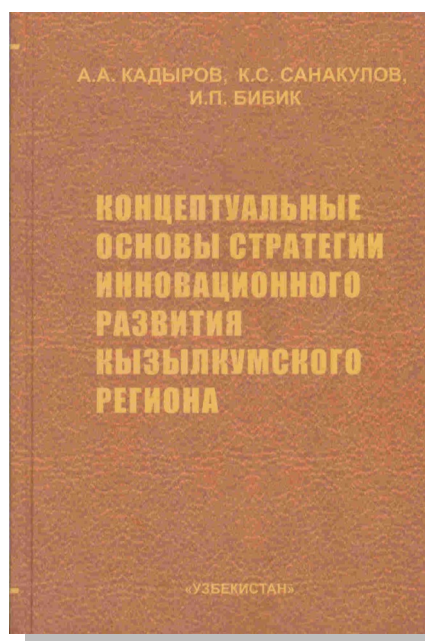
За достигнутые показатели в трудовой деятельности Мирсаидов Г.М. неоднократно награждался почетными грамотами МинВуза, ректоратов ТашПИ и ТашГТУ. В 1998 гг. он удостоен нагрудного знака «Отличник высшего образования» РУз., является полным кавалером ордена «Шахтерская слава».

Мирсаидовым Г.М. подготовлены много учеников, которые успешно работают в руководящих должностях на предприятиях горной промышленности и геологической отрасли РУз. Многие его ученики продолжают его дело в ТашГТУ, НГПИ и в других ВУЗах Республики Узбекистан на преподавательских и руководящих должностях.

Поздравляя Гайрата Мирахимовича Мирсаидова с юбилеем, горно-техническая общественность, друзья и коллеги, огромная армия его учеников желают ему здоровья, личного и семейного счастья, благополучия, неиссякаемой бодрости и энергии, новых творческих успехов и долгих лет активной трудовой деятельности на благо прогресса отечественной науки и процветания независимого Узбекистана!

РЕЦЕНЗИЯ НА МОНОГРАФИЮ А.А. КАДЫРОВА, К.С. САНАКУЛОВА, И.П. БИБИК «КОНЦЕПТУАЛЬНЫЕ ОСНОВЫ СТРАТЕГИИ ИННОВАЦИОННОГО РАЗВИТИЯ КЫЗЫЛКУМСКОГО РЕГИОНА»

Рахимов В.Р., профессор кафедры «Геодезия и маркшейдерское дело» ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук



Коллективом ученых НГМК и Межотраслевого центра стратегических инноваций и информатизации подготовлена и выпущена монография Кадырова А.А., Санакулова К.С. и Бибики И.П. «Концептуальные основы стратегии инновационного развития Кызылкумского региона» (издательство «Узбекистан», 2013 г.). Переход Узбекистана к рыночной системе хозяйствования вызвал необходимость детального изучения практики экономической деятельности предприятий в изменившихся условиях. В первую очередь, это касается минерально-сырьевой отрасли, которая в современной экономике многих государств занимает базовое место. Основу экономики Кызылкумского региона, представляющего собой уникальный экономико-географический комплекс с огромной минерально-сырьевой базой, как известно, составляет горно-металлургическая промышленность, базирующаяся на эксплуатации месторождений, в основном, золота и урана, в связи с чем данный регион занимает исключительно важное место в экономике нашей страны. Государство, являясь собственником недр, крайне заинтересовано в повышении эффективности рационального использования минерально-сырьевого потенциала месторождений как в качественном, так и в количественном выражении. Поэто-

му задача разработки концептуальных основ стратегии развития Кызылкумского региона, стратегического анализа и прогнозирования в связи с естественным сокращением объемов горных работ на базовых месторождениях является актуальной.

В этом ключе исследованные в монографии проблемы инновационного развития Кызылкумского региона представляют, безусловно, важный интерес. В органичной увязке с исследованиями проблем инновационного развития региона в первой главе авторами дан системный анализ формируемой национальной инновационной системы Узбекистана, региональных инновационных систем и инновационных кластеров. Показано, что основой для решения проблем стимулирования инновационной деятельности является использование кластера, как эффективного инструмента развития отраслей и регионов, способствующего трансферу знаний и созданию синергетического эффекта от деятельности всех его участников. Огромная роль в кластеризации Кызылкумского региона, безусловно, принадлежит НГМК, деятельность которого является не только основным фактором регионального образования, но и фактором регионального развития Кызылкумов. Во второй главе монографии сформулировано понятие Кызылкумского региона как сложного соединения многочисленных звеньев производственных систем и социальной инфраструктуры, объединенных единой территорией пустыни Кызылкум, хозяйственной организацией НГМК и соответствующих социально-экономических структур. Здесь исследованы как система региона, так и её конгломератные образования, которые расположены на различных государственных территориях (областях, районах), а также их социально-промышленные особенности, относящиеся к системе региона. На основе детального анализа минерально-сырьевых ресурсов региона выявлены состояние и степень их изученности, исследованы состояние и перспективы использования водных и энергетических ресурсов, приведены основные показатели социально-экономического развития Кызылкумского региона. Авторы подчеркивают, что взаимодействие конкретного вида производства с окружающей средой приводит к образованию природно-промышленных систем, к характерным особенностям которых относятся целостность, структурность, иерархичность компонентов в зависимости от их местоположения, функции и взаимодейст-

вия в системе. В связи с этим, стратегическое развитие Кызылкумского региона рассматривается в монографии через призму социальных, экономических, промышленных, экологических и других особенностей его жизнедеятельности. Исследованию влияния природных, технических, технологических, экологических и социально-экономических факторов на развитие региона посвящена третья глава монографии. Показано, что поддержание интегрального ресурса Кызылкумского региона по мере отработки запасов существующих месторождений золота целесообразно рассматривать в виде освоения новых видов минерального сырья – серебра, фосфоритов, урана, рения, осмия или сланцев, песка и глины. Это потребует не только создания новых, но и конверсии существующих производств. Ухудшение горно-геологических и горнотехнических условий освоения месторождений в сочетании с истощением запасов заставляет обратить пристальное внимание на отходы горноперерабатывающего производства.

Системный анализ состояния интегрального ресурса Кызылкумского региона позволил сделать основополагающие выводы, построить в заключительной, четвертой главе монографии, алгоритм выбора стратегии развития интегрального ресурса природно-промышленной системы и модель формирования территориально-промышленного кластера «Кызылкумы».

Следует еще раз отметить, что необходимость поиска современных форм и направлений инновационного процесса в целях обеспечения устойчивого экономического роста на региональном уровне и объективная потребность в совершенствовании ме-

ханизмов управления региональным развитием для стимулирования инновационной деятельности определяют актуальность монографии. Уменьшение интегрального ресурса региона, представляющего собой системную совокупность всех видов природных (вещественных, энергетических и информационных) ресурсов в сочетании с материальными, финансовыми и трудовыми ресурсами, может привести, в конечном счете, к деградации уникальной природно-промышленной системы.

В связи с этим, принятие соответствующих решений и реализация компенсирующих мер должны вестись заблаговременно, а стратегия развития Кызылкумского региона должна базироваться на государственных приоритетах в освоении минерально-сырьевых ресурсов и быть наделена координирующей и управляющей ролью. Кроме того, объективной необходимостью является взаимная увязка межрегиональных и внутрирегиональных отношений, что требует проведения конкретных научных разработок и решений, которые в максимальной степени учитывали бы специфику развития территории.

В заключение следует отметить, что исследования носят комплексный характер, и монография Кадырова А.А., Санакулова К.С., Бибик И.П. «Концептуальные основы стратегии инновационного развития Кызылкумского региона», в которой разработаны фундаментальные основы системного подхода к использованию интегрального ресурса Кызылкумского региона, несомненно, представляет важный вклад в решение этой сложной и многоаспектной проблемы.

УДК 001.814/.818

© Сытенков В.Н. 2012 г.

НЕКОТОРЫЕ ПОЖЕЛАНИЯ НАЧИНАЮЩИМ АВТОРАМ

Сытенков В.Н. начальник отдела ФГУП «ВИМС», докт. техн. наук, профессор

Значение статей научно-технической тематики в формировании и расширении кругозора специалистов общепризнанно, поэтому при их подготовке на первое место обычно ставится информативное направление и нередко игнорируется другое, на наш взгляд более важное направление – приобретение автором в процессе написания статьи **навыков профессионального, логически безошибочного изложения**.

Следовательно, без достаточного внимания останутся моменты, имеющие принципиальное значение не только для написания научно-технических статей, но и для повышения квалификации самого автора.

Опираясь на известные рекомендации и собственный опыт, представляется полезным высказать начинающим

авторам некоторые пожелания о том, как следует писать статью научно-технического характера. Для этого предлагаем логическую схему построения типичной научно-технической статьи:

1. Название статьи.
2. Сущность проблемы или вопроса (введение).
3. Изложение материала.
4. Заключение (или выводы).
5. Использованная литература.

1. Название статьи. Как театр начинается с вешалки, так и статья начинается с названия, которое должно дать четкое представление о ее содержании.

Пример 1.1. Название статьи «Некоторые пожелания начинающим авторам» говорит о том, что она не

является инструкцией, которой следует строго придерживаться, но лишь содержит некоторые советы общего плана.

Пример 1.2. Название статьи «**Взаимосвязи геологических характеристик месторождения с параметрами технологических процессов горного производства**» указывает на то, что в ней речь пойдет не столько о качественной, сколько о количественной интерпретации названных взаимосвязей; об этом свидетельствуют слова «характеристики» и «параметры», которые, как правило, дают возможность привести цифровые значения.

2. Сущность проблемы или вопроса (введение). Эта часть статьи является предисловием для последующих сообщений и характеризуется **лаконизмом** изложения материала: никаких лишних украшающих слов, никакого отвлечения в сторону от темы (названия) статьи. Сущность проблемы должна найти выражение через раскрытие степени изученности вопроса, постановку цели и задач и примененных автором методов исследований, а форма такого выражения может быть различной.

В явном или неявном виде в предисловии целесообразно сформулировать **идею** работы, которая при изложении материала будет определять логику мыслей автора, оказывая на него направляющее воздействие и выполняя роль логического костяка статьи.

Пример 2.1. В первом абзаце настоящей статьи первое предложение характеризует состояние вопроса, отмечены особенности его проявления в виде критического замечания. Во втором - содержится постановка задачи. В следующем абзаце формулируется цель написания настоящей статьи, при этом цель и задача поменялись местами (по сравнению с привычной схемой), однако этот обмен, если вдуматься, логически оправдан.

В первом абзаце в неявной форме выражена также идея, которая является стержнем статьи: «**Моменты, имеющие принципиальное значение для повышения квалификации самого автора, приобретения автором навыков профессионального, логически безошибочного изложения**».

Пример 2.2. В статье «**Повышение адаптационных возможностей автомобильно-конвейерного транспорта карьера Мурунтау**» цель, задачи и методы исследований представлены следующим образом.

Месторождение Мурунтау разрабатывается открытым способом с использованием в проектно-варианте на вскрышных работах автомобильно-конвейерного транспорта (комплекса ЦПТ). Однако уже при запуске этого комплекса в эксплуатацию было ясно, что вскрышных пород недостаточно для его полной загрузки. Анализ горно-технических условий карьера Мурунтау позволил выявить некоторые особенности строения месторождения, параметров разрыхленной горной массы и формирования рабочей зоны (**состояние вопроса**), при адаптации комплекса циклично-поточной технологии к которым (**идея работы**) его эффективность может быть значительно повышена (**цель работы**). К таким особенностям относятся (далее – **формулирование задач работы**):

- перемещаемость разных сортов руды и пустой породы, что требует их отдельной выемки, транспортирования и складирования;

- широкий диапазон изменения гранулометрического состава горной массы в экскаваторных забоях (выход фракции +500 мм изменяется от 0 до 40%), что существенно влияет на конструкцию перегрузочных пунктов;

- смещение зоны интенсивного ведения работ из центральной, где размещены перегрузочные пункты комплекса ЦПТ, в периферийные и на его верхние горизонты, что увеличивает расстояние перевозки автомобильным транспортом и требует перемещения горной массы а/самосвалами сверху вниз и внутрь карьера.

В рассматриваемом случае **задачи** сформулированы как следствие из особенностей горно-технических условий карьера. Причем в первой части каждой задачи приведена особенность условий, во второй - роль этой особенности в комплексе ЦПТ, то есть подсказывается направление дальнейших рассуждений в решении задачи. Сама же задача четкой формулировки не имеет, поскольку речь идет не о конкретном вопросе, как-то: «Определение параметров грохотильного перегрузочного пункта», а лишь о принципиальных путях ее решения, связанных с влиянием гранулометрического состава на конструкцию перегрузочных пунктов.

3. Изложение материала. В основе научнотехнической статьи, представляющей собой изложение материала путем правильно построенного хода мыслей автора, должна лежать формально-логическая схема, понимаемая читателем как логический костяк, облегаемый конкретным содержанием. Характерными признаками формально-логической схемы статьи являются **расчлененность хода рассуждений и полноценность аргументации**.

3.1. Расчлененность хода рассуждений. Обратимся к примеру 2.2, в котором выделенные три группы особенностей получают свое развитие в виде задач (вопросов), требующих рассмотрения. Рассматривая три задачи (вопроса), каждая из которых к тому же может разбиваться на подзадачи (подвопросы), мы обязаны исключить смешения между ними и перескоки с одной в другую. Поэтому пока автор не закончил рассмотрение одного вопроса со всеми его подвопросами, не следует переходить к рассмотрению следующего. Для того, чтобы такие смешения и перескоки стали невозможными, имеет смысл пользоваться нумерацией вопросов и подвопросов по крайней мере до стадии окончательной редакции статьи.

3.2. Полноценность аргументации. Основной момент, которому следует уделять внимание, представляя результаты исследований и обобщений на всеобщее суждение, - полноценность аргументации. При выборе аргументов следует помнить о **Принципе инстинктивного признания-отрицания** и **Принципе обманчивого благополучия**, игнорирование которых приводит к тривиальным ошибкам и готовит благоприятную почву для оппонентов.

Принцип инстинктивного признания-отрицания заключается в том, что факты и закономерности, концеп-

туально отрицаемые автором, неосознанно исключаются из рассуждений или уменьшается их значение, а фактам, концептуально признаваемым автором, придается более весомое значение.

Принцип обманчивого благополучия выражается в том, что первые успехи или неудачи при проведении экспериментов могут быть кратковременными, но они принимаются за окончательный результат, получение которого объясняется тем, что вначале имел место не скомпенсированный эффект, фактически противоречащий законам природы. Однако это приводит к ошибочным выводам.

3.3. При написании статьи автору все понятно, поэтому часто он считает излишним пояснять вроде бы очевидные вещи. Однако читатель видит только то, что написано, а не то, что автор хотел сказать и вещи, очевидные для автора, таковыми для читателя не являются. Следовательно, к каждой фразе, к каждому слову необходимо относиться **критически**, глядя на них как бы со стороны, т.е. чужими глазами.

3.4. При написании статьи часто возникает необходимость объединить понятия по какому-то признаку, т.е. произвести классификацию. В этом случае наиболее распространены две характерные ошибки: **нарушение полноты и выдержанности классификации**.

Нарушение полноты классификации состоит в том, что вне поля зрения остаются некоторые понятия. Например, выемочно-погрузочные машины делятся на механические лопаты, роторные и цепные экскаваторы,

фронтальные погрузчики, при этом забыты горизонтально-фрезерные машины и выемочные комбайны.

Требование выдержанности классификации состоит в том, чтобы она проводилась по единому принципу или признаку. Например, выемочно-погрузочные машины делятся на машины циклического и непрерывного действия и гидравлические. Как видим, здесь произошло смешение принципа действия с типом привода машины.

4. Заключение. В этой части статьи подводится итог всех рассуждений, поэтому приводятся главные выводы, результаты работы, ради которых и написана статья. При написании объемной статьи со многими рассматриваемыми вопросами после каждого вопроса иногда имеет смысл сделать промежуточное заключение, начинающееся, как правило, словами «Таким образом,...». Общее заключение в этом случае представляет собой концентрированное выражение промежуточных.

Замечание. Иногда читается только введение (постановка задачи) и заключение (полученные результаты), пробегаая содержание статьи «по диагонали». И если постановка задачи и полученные результаты выражены не четко («туманно»), информация может не найти своего читателя.

5. Используемая литература. Приведенная в конце статьи литература указывает на круг интересов автора. Ссылки в статье должны быть обоснованы, вплоть до указания страниц.

(Статья опубликована в журнале «Горный вестник Узбекистана» № 2, 2012 г., публикуется с сокращением).

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** и **ключевые слова** на английском и узбекском 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 и место работы).

3. К статье необходимо приложить экспертное заключение о возможности опубликования статьи и дискету с электронной версией статьи, выполненной в формате текстового редактора Word для Windows.

4. Статью и экспертное заключение (сканированный вариант) можно передать по e-mail: I.Bibik@cru.ngmk.uz, Z.Hakberdieva@cru.ngmk.uz и E.Romanova@cru.ngmk.uz.

5. Единицы измерения в статье должны выражаться в единицах SI в соответствии с Государственным стандар-

том Узбекистана O'zDSt 8.012:2005 «Государственная система обеспечения единства измерений Республики Узбекистан. Единицы величин» (табл. 1).

Таблица 1		
Основные единицы SI		
Величина	Наименование	Обозначение
Длина	метр, мм	m, mm
Площадь	гектар	ha
Масса	тонна, килограмм	t, kg
Объем, вместимость	литр	l
Время	сутки, час, мин., секунда	d, h, min, s
Температура	по Кельвину, по Цельсию	K, °C
Электрические величины	ампер, вольт, ватт, ом	A, V, W, Ω