

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yil
Iyul oyida asos solingan

Uch oyda bir marta chiqadi

Ta'sischi:

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

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:

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

Bosh muharrir:

Norov Yu.D.

Bosh muharrir o'rinbosarlari:

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 ro'yxatga olingan

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr
№ 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.ngmk.uz>, www.ziyonet.uz

Kompyuter sahifasi:

Romanova E.Yu., Hakberdieva Z.T.

Tahliliy guruh:

Nakaryakova O.A., Norov J.A., Fursov A.I.

Dizayn:

Bannov A.N.

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

Davlatov B.R.

Chop qilindi:

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

Nashr etishga 09.07.2013 y. imzolandi
A3 formatda

Adadi 550 nusxa

© O'zbekiston konchilik habarnomasi 2013

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

NAVOIY KMK - 55 YOSHDA /

НАВОЙСКОМУ ГМК 55 ЛЕТ

Санакулов К.С. Навоийский горно-металлургический комбинат: слагаемые успеха	3
Халикулов Э.Х. Центральное рудоуправление: современное состояние и перспективы	8
Эзозхонов А.Н. Южное рудоуправление: устойчивое развитие производства	13
Золотарёв Ю.П. Северное рудоуправление: будущее заложено в настоящем	15
Ослоповский С.А. Рудоуправление «ГМЗ-1»: новаторство – гарантия выполнения поставленных задач	18
Мушоряпов И.А. Рудоуправление № 5 за годы в НГМК	20

GEOTEKNOLOGIYA / GEOTEKHOLOGIYA

Рахимов В.Р., Шеметов П.А., Снитка Н.П. Разработка методов и выбор средств формирования рудного потока при совместной разработке месторождений природного и техногенного происхождения	23
Норов Ю.Д., Уринов Ш.Р., Норов Ж.А., Эгамбердиев О.М. Влияние параметров осевой воздушной полости траншейных зарядов выброса в различных грунтах на размеры выемки	29
Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Саттаров У.Б. Разработка состава и способа получения термосодержащего вещества, обладающего повышенными детонационными свойствами	31
Насиров У.Ф., Назаров З.С., Норов Ж.А., Амиркулов Ф.Ш. Повышение эффективности процесса кучного выщелачивания в рудном штабеле	33
Насиров У.Ф., Аликулов Ш.Ш., Амикулов К.С., Абдуалимова Ю.А. Водопроницаемость пород в процессах кольятации прискажинной зоны	35
Воробьев А.Е., Аникин А.В. Повышение эффективности работы отделения дробления и измельчения золотоизвлекательной фабрики	39
Крупник Л.А., Шапошник Ю.Н., Шапошник С.Н. Перспективные направления совершенствования технологии приготовления закладочных смесей на горнодобывающих предприятиях	43
Юлдашев О.Я., Умаров Ф.Я. Анализ используемых методов контроля для геомеханического мониторинга состояния ответственных инженерных сооружений в карьерах	46
Мислибеев И.Т., Фурсов А.И. Исследование ослабления прочности горных пород при многоциклических динамических нагрузках в режиме сжатия и растяжения	50
Заиров Ш.Ш., Саттаров У.Б. Исследование взрывных характеристик нового состава термосодержащего вещества	53
Бибик И.П., Мислибеев И.Т., Жумаева Х.Ю., Бекназаров Ж.Н. Разработка параметров взрывных работ с использованием зон ослабления массива горных пород	57
Петухов О.Ф., Истомин В.П. Уран: вчера, сегодня, завтра	59
Хакимов Ш.И. Исследование технологической схемы вскрышных работ при транспортной системе разработки пологопадающих пластовых месторождений	69
Рахманов Р.А. Разработка и обоснование параметров конструкции скважинного заряда для дробления разнопрочного горного массива	72
Назаров З.С., Холиков Б.К., Курбанов Ж.Д. Обоснование структуры рудничной системы управления качеством руды при подземной добыче	77
Назаров З.С., Мадаминов Ш.А., Аликулов Ш.Ш., Амикулов К.С. Механизм изменения гидродинамических параметров блока	80

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.,
Муҳиддинов Б.Ф., Попов Е.Л., Раимжанов Б.Р.,
Рахимов В.Р., Сагдиева М.Г., Санакулов К.С.,
Саттаров Г.С., Снитка Н.П., Туресебеков А.Х.,
Фарманов А.К., Халикулов Э.Х., Якубов М.М.

Журнал зарегистрирован в узбекском
Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 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.ngmk.uz>, www.ziyonet.uz

Компьютерная верстка:

Романова Е.Ю., Хакбердиева З.Т.

Аналитическая группа:

Накарякова О.А., Норов Ж.А., Фурсов А.И.

Дизайн:

Баннов А.Н.

**Ответственный за публикацию и обновле-
ние электронной формы журнала:**

Давлатов Б.Р.

Отпечатано:

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

Подписано в печать 09.07.2013 г.
Формат А3

Тираж 550 экз.

© Горный вестник Узбекистана 2013

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

- Мирзаев А.У.** Нерудные полезные ископаемые Кызылкумского горно-
рудного региона 83
- Каримов Ё.Л., Юлдашев Т.Р., Эшев С.С.** Исследования физико-
механических показателей связанных грунтов, слагающих ложе водото-
ков 88
- Мирзаева Г.А., Урунбаев К.У.** Геолого-структурные особенности
участка Акбулак месторождения «Гузаксай» (Чадакского рудного
поля) 90
- Исоматов Ю.П., Хасанов О.А., Горнов В.А.** История геологическо-
го развития Кочбулакского рудного поля 91

GEOMEXANIKA / ГЕОМЕХАНИКА

- Умаров Ф.Я.** Влияние природных и горнотехнических факторов на
устойчивость бортов карьеров 93
- Султанов К.С., Халикулов Э.Х., Руми Д.Ф., Логинов П.В.** Устойчи-
вость уступов борта карьера Мурунтау с учетом нагрузок от КНК-
270 102
- Фозилов Э.М.** Состояние устойчивости бортов глубоких карьеров:
сходства и отличия 105

GEOTEKNIKA / ГЕОТЕХНИКА

- Назаров З.С., Фурсов А.И., Данишевский Д.С., Курбанов Ж.Д.**
Исследование работы комплекса «ЦПТ-руда» на карьере Мурунтау 109
- Мустафаев О.Б.** Обзор и анализ конструктивных схем крутонаклон-
ных конвейеров для открытых горных разработок 113
- Эгамбердиев И.П.** Анализ экспериментальных и теоретических
исследований уровня вибрации бурового оборудования 116

INNOVATSIYALAR / ИННОВАЦИИ

- Кадыров А.А.** Проблемы и перспективы информатизации промыш-
ленной сферы 119

**IQTISOD VA QONUNCHILIK /
ЭКОНОМИКА И ЗАКОНОДАТЕЛЬНОСТЬ**

- Таслимов А.Д., Товбоев А.Н., Хужанов Б.К.** Комплексная технико-
экономическая модель унификации сечений кабелей электрических
сетей 122
- Хакимов Ш.И.** Экономическая оценка при выборе техники и техно-
логии разработки пологозалегавшего, двухпластового месторожде-
ния 125

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

- Андреева И.Г., Крузер А.В., Зеленина Е.В.** Факторы улучшения
качества экологической безопасности и защиты окружающей среды 128
- Музафаров А.М., Темиров Б.Р., Саттаров Г.С.** Оценка техноген-
ных экологических и радиэкологических факторов в зоне деятельно-
сти НГМК 130

MA'LUMOT / ИНФОРМАЦИЯ

- Памяти Султанходжаева А.Н. 135
- «Учебный центр Центрального рудоуправления НГМК приглашает на
платное обучение по профессиям» 136

REKLAMA / РЕКЛАМА

- На 2 стр. обложки: «Sandvik»
На 3 стр. обложки: «Центральное рудоуправление НГМК»
На 4 стр. обложки: «Atlas Copco»

Санакулов К.С., генеральный директор НГМК, докт. техн. наук

NKMK oltin va uran qazib olish hajmi bo'yicha dunyoning o'nga yaqin kon qazib oluvchi kompaniyalari safiga kiradi. Kombinat tarkibi beshta kon boshqarmasi, "Qimmatbaho metallar va uran geologiyasi Ilmiy-ishlab chiqarish markazi", Zarafshon qurilish boshqarmasi, to'rtta gidro-metallurgiya zavodi va birta oltin ajratib olish fabrikasi, markaziy ilmiy-tadqiqot laboratoriyasi, mashinasozlik zavodi, oltin-gugurt kislotasi ishlab chiqarish zavodi va boshqa sanoatlashtirilgan va yordamchi korxonalardan tashkil topgan bo'lib, foydali qazilmani qazish va qayta ishlash, qimmatbaho metallar va uran qazib olishda geologik qidiruv ishlarini amalga oshirish, hamda kon metallurgiya sanoatida ilmiy-tadqiqot ishlarini amalga oshirish va innovatsion texnologiyalarini ishlab chiqarishdan iborat.

NMMC is a leading company in the world by output of gold and uranium. The company involves five mining administrations, scientific-production enterprise "Geology of precious metals and uranium", Zarafshan construction administration, four hydrometallurgical plants and one process plant, Central research laboratory, mechanical engineering plant and sulfuric acid production plant and other auxiliary production facilities which deal with complex issues concerning production and processing of non-ferrous metals and uranium as well as scientific-research and innovative works.

Президент республики Ислам Абдуганиевич Каримов в своей книге «Узбекистан на пороге XXI века: угрозы безопасности, условия и гарантии прогресса» отметил, что Узбекистан по праву гордится богатством своих недр – найдены практически все элементы известной периодической системы Менделеева.

Сегодня выявлено более 2,7 тыс. месторождений и перспективных рудопроявлений различных полезных ископаемых, включающих около 100 видов минерального сырья, из которых более 60 уже вовлечены в производство. Разведано более 900 месторождений, в которых подтвержденные запасы оцениваются в 970 млрд. долл. США. При этом следует отметить, что общий минерально-сырьевой потенциал оценивается более чем в 3,3 триллиона долл. США [1].

По запасам золота, урана, меди, каменной и калийной солей Узбекистан входит в десятку ведущих стран мира. Узбекистан - один из крупнейших производителей золота, урана, меди, добыча которых ведется Навоийским и Алмалыкским горно-металлургическими комбинатами. Горнодобывающая промышленность играет значительную роль в развитии экономики республики.

НГМК (рис. 1) по объемам производства золота и урана входит в десятку крупнейших горнодобывающих компаний мира. В структуру НГМК входят пять рудоуправлений, научно-производственный центр «Геология драгоценных металлов и урана», управление строительства, четыре гидromеталлургических завода и одна золотоизвлекательная фабрика, центральная научно-исследовательская лаборатория, машиностроительный завод, ювелирный и сернокислотный заводы и другие объекты промышленного и вспомогательного назначения, осуществляющие добычу и переработку руд, ведущие геологоразведочные работы

на драгоценные металлы, уран и сопутствующие им полезные ископаемые; производящие технологическое оборудование, комплектующие и запасные части для горного и технологического оборудования; ведущие строительство-монтажные работы и др.

Хозяйственная и производственная деятельность НГМК направлена на увеличение экономического потенциала республики. Несмотря на широкий ассортимент выпускаемой продукции, основное производство ориентировано на добычу и переработку золото-содержащих, урановых руд и фосфоритов. На долю комбината приходится основная часть всего золота, производимого в республике, и 100% добычи урана и фосфоритов.

Минерально-сырьевая база НГМК характеризуется дальнейшим значительным увеличением глубины



Рис. 1. Здание управления НГМК

горных работ (глубина карьера Мурунтау на 01.01.2013 г. составляет 555 м, в 2025 г. превысит 735 м, в 2035 г. составит 950 м), усложнением природных условий вновь осваиваемых месторождений Кокпатас, Даугызтау, Гужумсай, Промежуточное, снижением содержания полезных компонентов на месторождении Мурунтау, повышением содержания вредных примесей, увеличением на 5,0-10,0% доли труднообогатимых (упорных) полезных ископаемых (месторождения Кокпатас, Даугызтау), увеличением доли труднодобываемых руд на 7,0-10,0% (месторождения Чармитан, Гужумсай, Промежуточное).

В настоящее время переработка золотосодержащей руды в НГМК осуществляется на четырёх гидрометаллургических заводах и одной золотоизвлекательной фабрике. Динамика роста переработки золотосодержащей руды в НГМК по годам представлена на рис. 2, а. При этом суммарная доля обновления производственного перерабатывающего потенциала за последние 5 лет превышает 30%. Предусматривается значительный рост объемов производства подземных горных работ за счет: внедрения в основные технологические процессы горных работ средств механизации, таких как организация доставки людей, материалов и топлива посредством самоходной специализированной техники в условиях подземного рудника; применения буровых комплексов при проходке восстающих выработок, позволяющих повысить скорость проходки до 7 раз по сравнению с традиционными методами; строительство нового завода по производству ЭВВ для подземных горных работ с параметрами экономичности и безопасности на мировом уровне; внедрения смесительно-зарядных машин на взрывных работах в подземных условиях; применения современных систем разработки с подэтажными штреками с закладкой отрабо-

танного пространства, позволяющих вовлечь в отработку околожильные золотосодержащие зоны.

НГМК значительные инвестиции вкладывает в дальнейшее развитие горного и перерабатывающего производства. Например, только за последние годы реализованы несколько крупных инвестиционных проектов. Это ГМЗ-4 (2010 г.) для переработки руд Зармитанской золоторудной зоны, поступающих с подземных рудников Зармитан, Гужумсай. Комплекс ЦПТ-руда на карьере Мурунтау с крутонаклонным конвейером с высотой подъема руды на 270 м под углом 37° (2011 г.). В настоящее время по высоте крутонаклонного транспортирования и производительности (3500 t/h) крутонаклонный конвейер является крупнейшим в мировой горнорудной практике. Начинается реализация инвестиционного проекта по расширению Кызылкумского фосфоритового комплекса (2013 г.).

Модернизация и автоматизация производства, повышение инвестиций в основной капитал (капитальное строительство) в 2010 г. позволили в 2011-2012 гг. при меньших объемах инвестиций обеспечить рост добычи и переработки золотосодержащей руды (рис. 2, б).

С развертыванием крупномасштабной добычи золота горнодобывающими подразделениями НГМК ухудшились горнотехнические и гидрогеологические условия залегания руд. Имеется устойчивая тенденция увеличения средней глубины отработки месторождений на открытых горных работах. Средняя глубина отработки месторождений в 2012 г. составила около 300 м. На подземных горных работах средняя глубина отработки увеличилась с 2002 по 2012 гг. более чем в 3,0 раза, увеличился рост подземной добычи руд с 2007 по 2012 гг. более чем в 10,0 раз.

Снижение объемов добычи сырья с открытого способа разработки эксплуатируемых месторождений в связи с увеличением доли подземного способа разработки вынуждают горняков осваивать труднодобываемые и трудноперерабатываемые руды с низким содержанием минерального сырья, что приводит к существенному росту затрат на добычу и переработку руд, трудностям в содержании социальной сферы.

Для реализации внутренних резервов производства и снижения затрат по комбинату в структурных подразделениях НГМК выполнена оценка состояния технологического уровня горно-металлургического производства, выделены направления и внедрены мероприятия по повышению производительности оборудования, снижению себестоимости, росту производительности и энергоэффективности. Выполнена реорганизация системы управления производственными процессами с максимально эффективным использованием научно-технического и кадрового потенциала НГМК. Реализация проектов и рассмотренных вариантов технических решений позволяет обеспечивать устойчивый рост переработки руды и производства золота.

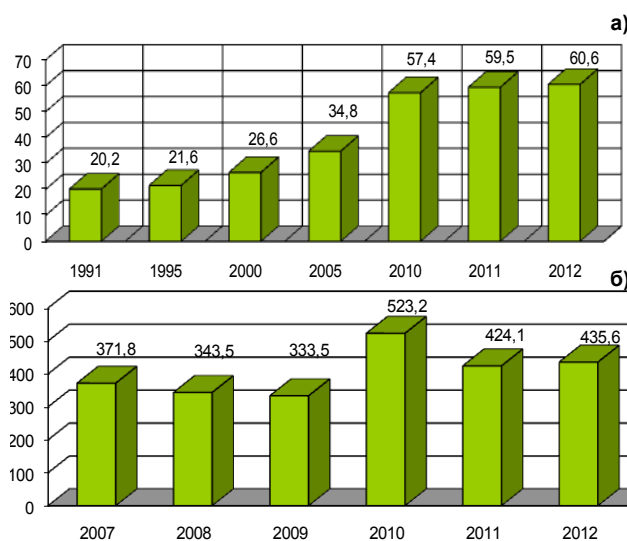


Рис. 2. Динамика роста переработки золотосодержащей руды, млн. т (а) и инвестиции в основной капитал (капитальное строительство) млрд. сумов (б) в НГМК по годам

Также определены перспективные направления развития производства НГМК:

- дальнейшая модернизация золото- и уранодобывающего производства с применением эффективных технологических и экономических решений;
- реализация наиболее перспективных инновационных проектов по усилению золото- и уранодобывающего производственного потенциала;
- формирование и последовательное применение механизмов поэтапной реализации Программы по увеличению выпуска золота и урана;
- выполнение требований повышения безопасности и социальной ответственности производственных подразделений НГМК.

В качестве реализации одного из приоритетных направлений развития рудной базы в НГМК является переход на ресурсосберегающую циклично-поточную технологию (ЦПТ), которая применена на вскрышных и добычных работах на карьере Мурунтау с 1984 г. В 2009 г. область применения ЦПТ расширена относительно проектного варианта за счет внедрения выносных конвейерных линий на разработку близ расположенных месторождениях Мютенбай и техногенных образований (рудных складов) на дневной поверхности в сочетании с передвижным модульным дробильно-перегрузочным комплексом. В начале 2011 г. на карьере Мурунтау введен в эксплуатацию новый комплекс ЦПТ-руда в составе: крутонаклонного конвейера (рис. 3), мобильного дробильно-перегрузочного пункта; погрузочно-складского комплекса.

Передвижные конвейерные линии в сочетании с мобильными дробилками внедрены и успешно эксплуатируются на кучном выщелачивании (КВ) золота, проект которого реализован на забалансовых рудах карьера Мурунтау. В настоящий период времени предполагается разработка месторождений Аджибугут (с 2016 г.) и Пистали (с 2017 г.) способом КВ золота с применением конвейерного транспорта.

В настоящее время в НГМК действует шесть рудников подземного выщелачивания (ПВ), отрабатывающих запасы тринадцати месторождений урана с глубиной залегания рудных тел от 120 до 600 м, характеризующихся низким содержанием, крайне сложными горнотехническими и гидрогеологическими условиями залегания. Ближайшей задачей НГМК является отработка действующих месторождений и увеличение добычи урана. Наличие минерально-сырьевой базы, включающей 20 месторождений, является благоприятным фактором для дальнейшего развития уранового производства.

Необходимо отметить, что на сегодняшний день производственные мощности рудников, обеспечивающих добычу урана, имеют полный цикл технологической переработки растворов.

Внедрена система переработки растворов непосредственно на месте добычи при помощи локальных сорбционных установок (ЛСУ). Выполненный анализ

показал, что концепцию развития уранового производства целесообразно перестроить от системы: «энергоснабжение – ЛСУ – строительство новых рудников» к системе «энергоснабжение – ЛСУ – модернизация действующих рудников». Предлагаемая схема сокращает сроки проектирования участков ПВ и капитальные затраты на строительство. Имеющиеся перерабатывающие мощности рудников, при условии их модернизации и расширения, способны обеспечить планируемые объемы переработки.

В соответствии с разрабатываемой концепцией развития НГМК на период до 2030 г. предусматривается дальнейшее наращивание объемов товарной продукции, что в условиях ухудшения качества добываемого минерального сырья требует значительной активизации инновационной деятельности, проведения НИР, разработок и внедрения новейших технологий, проведения технической и технологической модернизации производства НГМК.

За прошедшие 5 лет с момента выхода Постановления Президента Республики Узбекистан «О дополнительных мерах по стимулированию внедрения инновационных проектов и технологий в производство» объемы выполнения НИР и инновационных проектов в НГМК выросли в 9,8 раз. Также возросла активность ВУЗов, научно-исследовательских институтов АН РУз и других проектных институтов, сотрудничающих с НГМК.

Установилась хорошая традиция во взаимодействиях НГМК с исполнителями научно-исследовательских работ: ежегодно, накануне проведения Республиканской ярмарки инновационных идей, технологий и проектов, ведущие ученые ВУЗов и институтов АН РУз приезжают в НГМК с презентациями своих новейших разработок. С этой же целью ведущие специалисты НГМК выезжают к исполнителям проектов для более детального изучения их научного потенциала.



Рис. 3. Крутонаклонный конвейер в карьере Мурунтау

По результатам ярмарок инновационных идей, технологий и проектов, проводимых в республике, комбинатом подписаны и реализуются 40 договоров на разработку и внедрение научно-технической продукции. Специалистами комбината ведутся работы по 50 проектам (НИОКР и инновационные проекты), направленным на решение вопросов по основным направлениям деятельности комбината. Экономический эффект от внедрения данных проектов в 2012 г. составил 21,4 млрд. сумов. Большое внимание в НГМК уделяется дальнейшему укреплению и развитию связей с Академией наук РУз, научно-исследовательскими и проектными организациями и ВУЗами Республики Узбекистан и зарубежных стран.

Ниже приведен перечень основных научно-исследовательских работ и инновационных проектов, выполняемых в НГМК:

- совместно с ТашГТУ реализуются проекты по определению геомеханических параметров системы доработки прибортовых запасов карьера Мурунтау открыто-подземными способами; исследованию природы и закономерностей формирования очагов подземных катастроф (горных ударов) на золотодобывающем руднике Зармитан; по созданию и внедрению энергосберегающих устройств для асинхронных электроприводов энергоустановок различной мощности; испытанию металлокерамического антифрикционного подшипника скольжения отечественного производства;

- совместно с учеными института ядерной физики АН РУз проводятся исследования по разработке технологии обработки сульфидных руд и концентратов в сверхвысокочастотном электромагнитном поле «СВЧ - кавитация» с целью разрушения сульфидной пленки и прямого извлечения золота цианированием;

- совместно с учеными института Микробиологии АН РУз проводится разработка биотехнологии кучного выщелачивания отвалных сульфидных руд месторождения Кокпатас, что позволит расширить сырьевую базу и дополнительно вовлечь в переработку некондиционные золотосульфидные руды немашинного класса хвостов РСК, которые нерентабельны к переработке традиционным способом;

- совместно с ОАО «Иргиредмет» (Россия) проведено комплексное обследование состояния технологических переделов ГМЗ-3 с определением направления работ для повышения сквозного извлечения золота; проведен комплекс лабораторных и полупромышленных испытаний по определению режимных параметров и показателей угольно-сорбционной технологии переработки продуктов биоокисления; в результате на ГМЗ-3 внедрена усовершенствованная угольно-сорбционная технология;

- совместно со специалистами СП ЗАО «ИВС» (Россия) проведены исследования по совершенствованию технологии флотации с применением высокоэффективных реагентов при переработке золотосодержащих руд месторождений Кокпатас и Дау-гызтау на ГМЗ-3 с целью увеличения извлечения зо-

лота во флотоконцентрат, по результатам лабораторных испытаний силами специалистов НГМК реализована усовершенствованная схема флотации ГМЗ-3;

- центральная научно-исследовательская лаборатория НГМК ведет разработку технологии селективной добычи и складирования руд по технологическим сортам в условиях отработки золоторудных месторождений и их переработки по индивидуальным технологиям, которая позволит увеличить степень сквозного извлечения золота. Внедрение этого проекта позволит расширить сырьевую базу комбината и обеспечит дополнительный выпуск продукции. Разработка технологии начата в 2011 г. и будет продолжаться до 2015 г.;

- завершены исследования по использованию высокоэффективных флокулянтов типа «ПРАЕСТОЛ-2500» и внедрения их в промышленную практику сгущения пульпы на ГМЗ - 1. Использование флокулянта в технологическом процессе позволило снизить расход реагента цианистого натрия, применяемого в процессе сорбционного цианирования для растворения золота, и увеличить переработку золотосодержащих руд на 20%;

- в ПО «НМЗ» большое внимание уделяется внедрению новейших технологий: упрочнение режущих и формообразующих инструментов с нанесением хромовых наноуглеродистых покрытий, позволяющим увеличить ресурс инструмента в 2-3 раза; освоение технологии защитных износостойких покрытий из полиуретана, повышающих стойкость материала конструкций до 10 раз и выше; внедрение системы компьютерного моделирования литейного производства, оптимизирующей технологию литья и снижения брака продукции на 10% при одновременном снижении расхода ресурсов; внедрение инновационных методов восстановления деталей с нанесением различных покрытий.

НГМК выпускает самую разнообразную продукцию для различных отраслей народного хозяйства. Кроме производства традиционной для комбината продукции – золота, серебра и урана, – предприятие занимается добычей фосфоритного сырья и выпуском из него фосмуки и фосконцентрата для дальнейшей переработки их на химических предприятиях республики с целью производства конечной продукции – минеральных удобрений для сельского хозяйства Узбекистана. На базе местного сырья организован выпуск строительных материалов: облицовочных изделий из габбро, мрамора и гранита, щебня, бетона, асфальтобетона, формовочного песка, известняка и других.

Значительное внимание уделяется в НГМК импортозамещению. В целях сокращения импорта товаров производственно-технического назначения утверждена Программа локализации производства и оптимизации импорта по комбинату. Программой предусматривается:

- организация производства ранее завозимых по импорту комплектующих и запасных частей для гор-

ного и технологического оборудования на базе местного сырья;

- уменьшение затрат на приобретение импортных запчастей, узлов и агрегатов для ремонтного производства предприятий отрасли за счет приобретения импортозамещающей продукции у отечественных производителей;

- создание дополнительных рабочих мест на предприятиях отрасли.

Успехи реализации программы локализации можно видеть на примере деятельности ПО «НМЗ», являющегося структурным подразделением НГМК, на котором производится свыше 10 тыс. наименований продукции на сумму более чем на 100 млрд. сумов в год, в том числе:

- в станкостроительном производстве: металлорежущие и деревообрабатывающие станки, горношахтное оборудование различных модификаций;

- запасные части для буровых установок, экскаваторов, компрессоров, вентиляторов и другое технологическое оборудование для рудников и запасные части к ним;

- различные виды насосов, рабочие колёса насосов развесом от 5 до 1200 kg из чугуна и спецсплава;

- электроды сварочные, втулки из сплавов цветных металлов, металлоконструкции, ёмкостное оборудование из углеродистых и нержавеющей сталей, титановых и алюминиевых сплавов, вкладыши подшипников скольжения и резинотехнические изделия 3000 наименований;

- плуги навесные ярусные для сельского хозяйства республики и многое другое.

Комбинатом производится серная кислота, изделия из золота и серебра, пользующиеся большим спросом на местном и внешнем рынках. Освоено производство взрывчатых веществ, поливинилхлоридных и полиэтиленовых труб, жидкого стекла, сернокислого железа. Комбинат производит также воду питьевую и техническую, осуществляет очистку и доводку стоков, транспортировку воды, тепло- и электроэнергию для производственных нужд и для обеспечения подведомственных населенных пунктов. Так, удельный вес импорта оборудования и материалов в 2012 г. снизился до 55,2% (рис. 4).

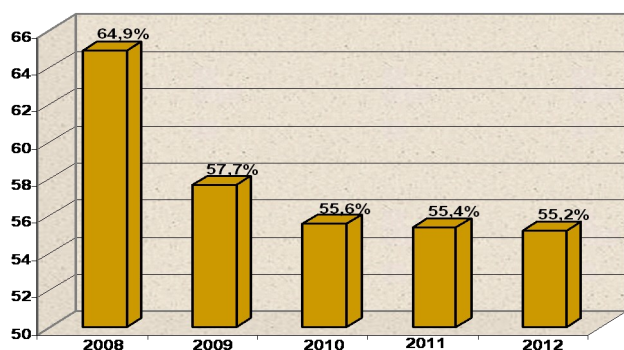


Рис. 4. Удельный вес импорта

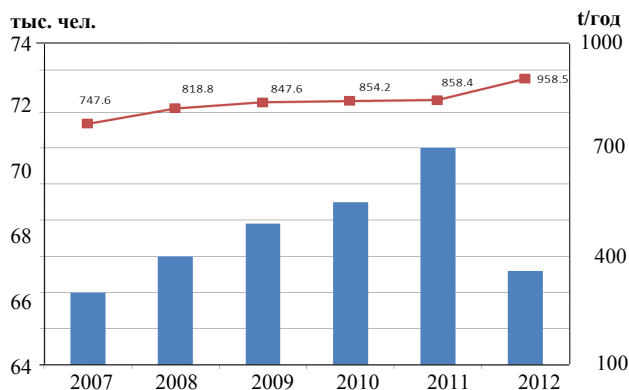


Рис. 5. Изменение численности персонала, тыс. чел. и производительности труда, t/год по годам

Одной из составляющих деятельности комбината является производство продуктов питания. Предприятие занимается производством и переработкой сельскохозяйственной продукции растительного и животного происхождения.

Расширение производственно-технического потенциала немыслимо без обеспечения грамотной и долгосрочной политической, экономической и социальной программ развития. Поэтому производственная сфера деятельности комбината самым тесным образом связана с обеспечением нормальных социально-бытовых условий рабочих комбината и их семей. На балансе НГМК находится жилой фонд пяти городов, шести медико-санитарных частей, более пятидесяти образовательных учреждений, детские городские и загородные летние оздоровительные лагеря, два профилактория, база отдыха и пансионат, современные спортивные комплексы и дворцы культуры.

Рациональное формирование кадрового резерва является залогом дальнейшего инновационного развития комбината. Численность трудящихся на 31.12.2012 г. за счет оптимизации производства снизилась и составила 63 223 чел., что соответственно отразилось на повышении производительности труда (рис. 5). В комбинате работает персонал по 780 специальностям высшего образования, выпускники 394 ВУЗов. НГМК обладает большим кадровым и научно-техническим потенциалом. В комбинате трудятся 5 докторов наук и 37 кандидатов наук.

В каждом производственном подразделении комбината имеются заводские лаборатории. Функционирует специализированная лаборатория неразрушающего контроля, обслуживающая нужды всех подразделений Навойского ГМК и выполняющая работы по заказам сторонних организаций. Все лаборатории укомплектованы высококвалифицированными специалистами и имеют соответствующую аккредитацию.

Подводя итоги, можно отметить, что НГМК на протяжении всего периода деятельности из года в год наращивает объемы производства. В настоящее время, попутно с золотом, НГМК выпускает серебро и

палладий, накапливающиеся в процессе электролитического аффинирования золота на ГМЗ-2. Только за последние пять лет объем производства серебра увеличился в 3,5 раза. Золото и серебро соответствуют мировым стандартам.

Слитком золота НГМК Арбитражной Лабораторией Лондонской биржи металлов в 1994 г. присвоен статус «Оптимальной поставки». В 1997 г. золото прошло сертификацию на Токийской бирже промышленных товаров, а в 2012 г., в очередной раз, статус «Оптимальной поставки» подтвержден Лондонской Ассоциацией Рынка Слитков. Товарный знак Узбекистана на золотых слитках признается во всем мире, как отражающий наивысшее качество продукции.

Таким образом, имеющаяся минерально-сырьевая база, высокая квалификация специалистов и внедре-

ние передовых ресурсосберегающих технологий при освоении месторождений в сложных условиях Кызылкумского региона способствуют повышению эффективности работы НГМК, повышению и укреплению его позиции и роли не только в экономике Узбекистана, но и в рейтинге крупнейших горно-металлургических компаний мира.

В этом году Навоийскому горно-металлургическому комбинату исполняется 55 лет. От всей души поздравляю всех работников комбината со славным юбилеем и желаю новых успехов в деле укрепления экономического благосостояния страны, крепкого здоровья, уверенности, оптимизма, благополучия и творческих свершений!

Список литературы:

1. И.А. Каримов «Узбекистан на пороге XXI века: угрозы безопасности, условия и гарантии прогресса». М. 1997.

УДК 658.5:622.01

© Халикулов Э.Х. 2013 г.

ЦЕНТРАЛЬНОЕ РУДОУПРАВЛЕНИЕ: СОВРЕМЕННОЕ СОСТОЯНИЕ И ПЕРСПЕКТИВЫ

Халикулов Э.Х., директор Центрального рудоуправления НГМК

Markaziy kon boshqarmasi NKMK tarkibiga kiruvchi eng katta kon boshqarmasi bo'lib, uning tarkibiga o'ttizga yaqin quyidagi asosiy va yordamchi korxonalar kiradi. Muruntau ochiq koni GMZ-2, TSKVZ: kon geologik-qiduruv xizmati, energiya va suv xo'jaligi xizmati, avtomobil va temir yo'l transporti bo'linmasi, Qizilqum fosforit kompleksi (KFK), imultsiyali portlovchi modda ishlab chiqarish zavodi (EVV) va boshqalar.

Central Mining Administration is the largest subdivision of NMMC which includes the following units: Muruntau open pit, Hydrometallurgical Plant – 2, Section for heap leaching of gold, mining-and-geological service, energy and water management services, road and railway administration, Kyzylkum Phosphate Complex and Emulsion Explosives Production Plant etc.

В структуру рудоуправления входят около тридцати подразделений основного и вспомогательного производства: рудник открытых горных работ Мурунтау, ГМЗ-2, рудник ЦКВЗ, геологоразведочная служба, службы энерго- и водоснабжения, подразделения автомобильного и железнодорожного транспорта, Кызылкумский фосфоритовый комплекс (КФК), завод эмульсионно-взрывчатых веществ (ЭВВ) и др.

Основные направления деятельности Центрального рудоуправления:

- горные работы по разработке золоторудных месторождений Мурунтау и сопряженного с ним - Мютенбай открытым способом на одноименных карьерах;
- разработка Джерой-Сардаринского месторождения фосфоритов открытым способом на карьере Таш-

кура и производство фосфоритового концентрата и фосфоритовой муки;

- извлечение золота способом кучного выщелачивания;
- переработка золотосодержащих и фосфоритовых руд на ГМЗ-2;
- решение вопросов прироста запасов полезных ископаемых и перспектив дальнейшего развития минерально-сырьевой базы.

На карьере Мурунтау горные работы ведутся на 25 горизонтах с высотой уступов 10-15 м. С начала эксплуатации месторождения, с 1967 г., извлечено около 1,5 млрд. м³ горной массы. Для переработки на гидromеталлургические заводы отгружено более 1,3 млрд. т руды. Месторождение разрабатывается

с перемещением пород во внешние отвалы и с поперечной двухбортной отработкой (от центра к флангам) с использованием автомобильного и автомобильно-конвейерного транспорта. Горная масса транспортируется автотранспортом на внешние бульдозерные отвалы и комплекс ЦПТ. Отвалообразование многоярусное. Ввод в 2011 г. на карьере Мурунтау крутонаклонного конвейера позволил отгружать руду в железнодорожные думпкары с дальнейшей транспортировкой на ГМЗ-2. Выемка горной массы выполняется электрическими экскаваторами, производимыми ОАО «Ижорские заводы», гидравлическими экскаваторами фирм Hitachi, Caterpillar, Orenstein & Koppel, электрогидравлическими фирмы TEREX Germany GmbH & Co.KG с емкостью ковшей от 10 до 26 м³.

Для совершенствования технологии горных работ в карьере выполняются научно-исследовательские работы с участием ведущих институтов Узбекистана, России, Украины. Например, Ташкентским государственным техническим университетом проведены НИР на карьере Мурунтау по оценке геомеханического состояния прибортового массива на базе геодинамического районирования и по определению геомеханических параметров системы доработки прибортовых запасов руды открыто-подземным способом.

Дальнейшее развитие карьера Мурунтау предполагает совершенствование технологий, определяющих эффективность добычи минерального сырья. Ярким примером инновационного подхода к эксплуатации месторождения может служить реконструкция транспортной системы карьера – ввод в эксплуатацию крутонаклонного конвейера КНК-270. По высоте крутонаклонного транспортирования (270 м) и производительности (3500 т/ч) комплекс КНК-270 является крупнейшим в мировой практике. Детали и узлы комплекса изготовлены Новокраматорским машиностроительным заводом. Внедрение КНК-270 позволяет обеспечить возможность разработки месторождения открытым способом до глубины 900-1000 м.

На карьере реализована автоматизированная система управления технологическим автотранспортом, которая на основе спутниковой навигационной системы (GPS-система) в полном объеме решает задачи управления экскаваторно-автомобильным комплексом. На руднике Мурунтау после ввода в эксплуатацию завода по производству эмульсионных ВВ затраты на взрывание 1 м³ горной массы снизились в 1,5 раза. Разработан рациональный ассортимент ЭВВ для условий карьера Мурунтау, оптимизированы параметры буровзрывных работ с применением ЭВВ, что позволило произвести разрежение сеток скважин на взрывааемых блоках и увеличить выход горной массы с 1 м

скважины на 3,2%. Ведется обеспечение патронированными ЭВВ всех предприятий горного профиля Республики Узбекистан. Поэтапная реконструкция и модернизация позволили увеличить производительность карьера Мурунтау в два раза – с 26 млн. м³ в 2003 г. до 50-53,6 млн. м³ в 2010-2012 гг.

ГМЗ-2 является одним из мировых лидеров в производстве драгоценного металла и осуществляет полный цикл переработки руды месторождения Мурунтау – от дробления до получения готовой продукции в виде слитков золота с чистотой 99,99%. Завод динамично развивается: если проектная производительность первой очереди завода составляла 5 млн. т руды в год, то сегодня годовая переработка руды перешагнула 37-миллионный рубеж.

На ГМЗ-2 постоянно ведутся исследования, направленные на совершенствование качества показателей технологических процессов, интенсификацию производства. С целью повышения объемов переработки руды и поддержания качества технологического процесса на заводе идет масштабное расширение и реконструкция основных переделов завода. Так, за 15 лет были построены и введены в эксплуатацию пять новых мельничных блоков, четыре сгустителя Ц-50, три технологические цепочки сорбции. Проведена интенсивная реконструкция цеха измельчения с заменой классификаторов на гидроциклоны, что, в конечном счете, позволило на высвободившихся площадях смонтировать дополнительное измельчительное оборудование, реконструированы шесть из существующих сгустителей с заменой периферийного привода на центральный, произведено строительство пяти печей обжига известняка.

В 2009-2012 гг. в цехе измельчения выполнена реконструкция мельничных блоков №№ 11, 17 с выделением двух шаровых мельниц в отдельные узлы доизмельчения для работы с соседними с ними блоками по технологическим обязательствам. Данная реконструкция цеха позволила перерабатывать дополнительно свыше 500 тыс. т руды в год. В насто-

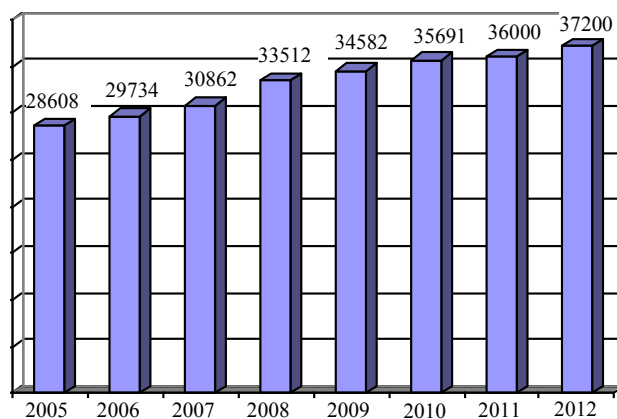


Рис. 1. Динамика переработки руды на ГМЗ-2 по годам, тыс. т

Таблица 1

Технические характеристики оборудования

Наименование участка работ	Применяемое оборудование	Технологические показатели
Участок горных работ	Дробильно-сортировочный комплексы (MAF-200 / LT-160) 1 стадии дробления (-250 mm)	2300 t/h
	Самоходные конвейеры-перегрузчики	По 30 m каждый
	Конвейерные линии	Общей длиной 5,6 km
Участок дробления и укладки руды	Конусная дробилка MP-1000 2 стадии дробления (-50 mm)	1500 t/h
	Двухдековый грохот 2 стадии просеивания (-100mm/-50 mm)	2500 t/h
	Конусные дробилки MP-1000 3 стадии дробления (-12,5 mm)	1200 t/h
	Грохоты 3 стадии просеивания (-12,5 mm)	2400 t/h
	Центробежно-ударные дробилки Семсо 4 стадии дробления	Более 230 t/h
	Грохоты 4 стадии просеивания (-3,35 mm)	5250 t/h
	Конвейерные линии	Общей длиной 3,7 km
	Передвижные конвейеры-перегрузчики	По 30 m каждый
	Штабелеукладчик	2100 t/h
Участок кучного выщелачивания и готовой продукции	Производительность участка по укладке руды	1 200 000 t/месяц
	Площади орошения выщелачиваемой руды	550 000 m ²
	Объём орошаемой руды	Более 56 000 000 t
	Объёмы выщелачивающих растворов	150 000 m ³ /сутки
	Объёмы перерабатываемых растворов	До 40 000 m ³ /сутки
	Пресс-фильтры осаждения золота	Более 1600 m ³ /h

Таблица 2

Основные технико-эксплуатационные показатели УАТ

Показатели работы	Ед. изм.	Годы эксплуатации			
		2000	2005	2010	2012
Среднесписочное количество автомобилей		80,2	90,3	105,0	100,2
CAT-785B		55,7	50,1	29,5	20,5
R-170		20,0	19,0	8,5	3,5
CAT-777D		4,5	6,0	4,0	4,0
CAT-789C			15,2	20,0	20,0
БелАЗ-7513, 75131				43,0	52,2
Объём перевозок	тыс. m ³	40074,8	41208,7	54 818,1	55 043,3
Грузооборот	тыс. t km	325811	360354,9	336 775,2	372 224,6
Среднее расстояние транспортировки	km	3,13	4,15	2,46	2,71

ящее время в цехе измельчения эксплуатируется 28 мельничных блоков, 25 из которых работают с гидроциклонными установками. В период с 2007 по 2012 гг. на ГМЗ-2 построены четыре сгустителя

и увеличения эффективности выщелачивания на руднике ЦКВЗ созданы промежуточные дренажные системы. Повторное орошение лежалой руды, прошедшей цикл выщелачивания, позволило уве-

марки Ц-50, что позволило стабилизировать процесс сгущения. На сегодняшний день в отделении сгущения находятся в работе 25 сгустителей общей площадью сгущения 49,0 тыс. m². Запущен в эксплуатацию узел приема дробленой руды и третья конвейерная линия подачи руды на завод, что позволило минимизировать срывы по переработке руды при остановке дробилок в капитальный ремонт. С целью увеличения выпуска продукции в цехе сорбции введена в эксплуатацию двенадцатая цепочка сорбционного выщелачивания. Внедрение разработанного автоматизированного способа управления концентрацией контроля цианистого натрия обеспечило снижение удельного расхода этого реагента на 25% в сравнении с проектными данными. В 2008 г. состоялся запуск в работу второй технологической цепочки регенерации, обеспечивающей равномерную подачу золотосодержащих продуктов в цех готовой продукции. В цехе измельчения продолжается автоматизация мельничных блоков, промышленные испытания которых показали, что автоматическая система GRIND EXPERT позволила повысить производительность блока на 7,0% или на 100 тыс. t руды в год. На рис. 1 представлена динамика переработки руды на ГМЗ-2 с 2005 по 2012 гг.

Контроль технологического процесса и качества готовой продукции осуществляет Центральная заводская лаборатория. На рис. 2 представлена готовая продукция ГМЗ-2.

В настоящее время на подушку выщелачивания рудника ЦКВЗ уложен агломерированный рудный материал объёмом более 214 млн. t. Технические характеристики применяемого оборудования на руднике ЦКВЗ представлены в табл. 1.

Для снижения водопотребле-

личить извлечение золота. Создано опытно-промышленное отделение локально-сорбционных установок, использующих традиционную для НГМК технологию сорбции золота из растворов выщелачивания на ионообменную смолу. Проводятся исследовательские работы по внедрению замкнутой цепочки по осаждению золота из растворов довыщелачивания лежалой руды, обогащённых серебром, на активированный уголь.

С целью долгосрочной перспективы освоения новых месторождений проведена оценка технологичности извлечения золота в колонных тестах, имитирующих процесс кучного выщелачивания. Результаты таких исследований руд месторождений «Аджибугут», «Пистоли», «Песчаное», «Бесопантау» показали возможность извлечения золота из окисленных руд до 80% измельчённых до класса - 3,35 mm.

Управление автомобильного транспорта (УАТ), является крупнейшим подразделением Центрального рудоуправления (табл. 2). Технологический парк подвижного состава УАТа составляют карьерные самосвалы фирм-производителей ОАО «БелАЗ», «Катерпиллар», «Юклид» грузоподъемностью от 90 t до 180 t. В 2013 г. приобретены и задействованы 13 карьерных самосвалов БелАЗ-7537 грузоподъемностью 220 t. На сегодняшний день подвижной состав УАТ, состоящий из карьерных автосамосвалов, дорожно-строительных машин, гусеничных бульдозеров и вспомогательной техники, насчитывает 297 ед.

С целью поддержания в исправном состоянии технологического транспорта в УАТе проведена реконструкция производственных мощностей его ремонта. На базе УАТа образовано постоянное представительство фирмы Caterpillar. Запущено в производство высокопроизводительное оборудование по обслуживанию и ремонту техники: стенд для испытания и обкатки двигателей разных производителей; шиноремонтное отделение с оборудованием для ремонта крупногабаритных шин фирмы TIR-TOP Stahlgruber; отделение для мойки двигателей и агрегатов с моечным оборудованием и подогревом воды фирмы Caterpillar; трак-пресс по ремонту гусеничных лент тяжелых бульдозеров фирмы Caterpillar; обкаточный стенд агрегатов гидросистем и КПП фирмы Caterpillar; наплавочно-расточная установка Claimex для восстановления всех отверстий кронштейнов крепления агрегатов ходовой части, систем управления и посадочных мест подшипников ходовой части фирмы Vortex; стенды по ремонту и испытанию гидроцилиндров фирмы Caterpillar; сварочное оборудование фирмы Lincoln для качественного ремонта всех видов рам; стенд для ремонта и испытания гидравлических рукавов высокого давления фирмы Caterpillar; установка для фильтрации гидравлических и трансмиссионных масел и их закачки в системы фирмы



Рис. 2. Готовая продукция ГМЗ-2

Caterpillar; наплавочный стенд для всевозможных пальцев и шкворней фирмы Matson; компрессорные установки фирмы Ingerson для накачки габаритных шин; установка «Циклон» для продувки воздушных фильтров; консольные краны, кранштабелеры и др. Проведена полная реконструкция лаборатории УАТа для проведения физико-химических анализов всех видов горючесмазочных материалов и охлаждающей жидкости.

По результатам проведенных эксплуатационных испытаний в условиях карьера Мурунтау в ОАО «БелАЗ» было направлено предложение о рассмотрении реконструкции тягового электропривода серийного карьерного самосвала БелАЗ-75131 с установкой системы тягового электропривода фирмы «Дженерал Электрик». Специалистами ОАО «БелАЗ» и при активном участии специалистов «Дженерал Электрик» была разработана технология установки системы ТЭП модели GE150TM на самосвал БелАЗ-7513 и организована поставка в УАТ уже модифицированных данных самосвалов.

На Джерой-Сардаринском месторождении, которое отрабатывается карьером Ташкура, добываются два фосфопласта малой мощности, залегающие с падением под углом 3-5 градусов. Горно-геологические условия месторождения и принятая технология обогащения предопределили выбор технологии обработки фосфопластов фрезерными комбайнами с радиометрическим посамосвальным контролем за селективной выемкой разных сортов руды. Для разработки вскрышных пород месторождения применена цикличная технология по схеме одноковшовый экскаватор-автосамосвал. На вскрышных работах задействованы экскаваторы ЭКГ-8И и погрузчики САТ 992G. Технологический парк большегрузных автосамосвалов состоит из автосамосвалов САТ-777 и САТ-785. Комплексное решение по применению двух типов фрезерных комбайнов обеспечивает эффективность выемки с получением качественных показателей добываемой

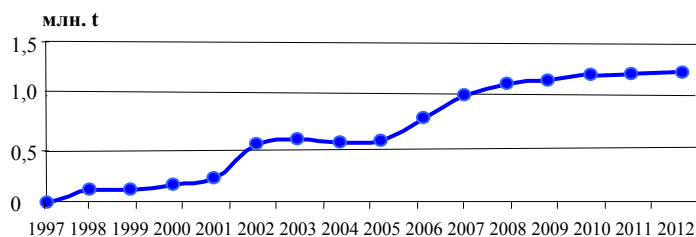


Рис. 3. Динамика отгрузки фосфоруды в переработку по годам

фосфоритовой руды. В настоящее время глубина карьера Ташкура достигла 20-25 м, размеры карьера по ширине и длине составляют соответственно 1,8 и 3,8 км. Скорость продвижения фронта горных работ до 500 м/год. С момента ввода карьера Ташкура в эксплуатацию из него извлечено и перемещено 134,6 млн. м³ горной массы, в том числе добыто 14,5 млн. т. фосфоруды. Ввод в эксплуатацию в 2006 г. цеха «мокрого» обогащения, за счёт вовлечения в переработку низкосортной руды, накапливавшейся на складах за время эксплуатации, позволил увеличить объёмы отгрузки фосфоруды в переработку (рис. 3). На КФК начал реализовываться новый проект расширения существующего производства по обогащению фосфоритового сырья, который предусматривает начать с 2014 г. выпуск мытого обожженного фосфоконцентрата.

На 2014-2015 гг. намечено строительство нового перерабатывающего объекта – завода по выпуску сложных минеральных удобрений производительностью 935 тыс. т/год мытого фосфоконцентрата с содержанием P₂O₅ до 24%. Реализация данного проекта обеспечит увеличение объёмов выпуска фосфопродукции.

С 2005 г. в Центральном рудоуправлении внедрена и функционирует интегрированная система менеджмента, включающая в себя систему менеджмента качества, экологии, промышленной безопасности и здоровья на основе международных стандартов ISO 9001:2008, ISO 14001:2004 и OHSAS 18001:2007. Областью сертификации является производство драгоценных металлов и фосфоритной продукции.

В городе Зарафшане, находящемся на балансе рудоуправления, существует сеть средних специальных учебных заведений, куда входят: Зарафшанский профессиональный промышленный колледж, медицинский колледж, академический лицей и колледж компьютерных технологий. В Зарафшане расположен общетехнический факультет НГГИ, который вносит свою достойную лепту в подготовку квалифицированных кадров для горно-металлургической промышленности. С целью дальнейшего повышения качества профессиональной подготовки студентов Зарафшанский общетехнический факультет НГГИ совместно со специалистами Центрального рудоуправления проводит работу с

творчески активными студентами, желающими расширить свои знания и приобрести навыки исследовательских работ по решению практических задач производства.

Сеть существующих учебных заведений для подготовки специалистов с высшим образованием и рабочих дополнена Учебно-курсовым комбинатом. Основными направлениями его деятельности являются:

- подготовка, переподготовка, обучение вторым профессиям и повышение квалификации рабочих;
- профессиональное обучение руководителей, специалистов и других служащих;
- обучение Государственному языку;
- работа со специалистами, окончившими ВУЗы и колледжи;
- организация прохождения практик бакалаврами ВУЗов и учащихся колледжей;
- организация обучения магистрантов по договорам с предприятием;
- работа по духовности и просветительству.

Всего обучение проводится по 268 профессиям, 82-м курсам целевого назначения, ИТР обучаются по 45 специализациям. Своевременному снятию с повестки дня вопроса дефицита рабочих кадров способствует также организация платного обучения населения города и близлежащих поселков профессиям, в которых нуждается рудоуправление. Это позволяет не только практически полностью удовлетворять потребности в специалистах массовых профессий, но и готовить их для других подразделений комбината.

Первоочередными задачами Центрального рудоуправления являются:

- строительство карьера Мурунтау до глубины 850-900 м;
- открыто-подземная разработка законтурных запасов месторождения Мурунтау;
- вовлечение в разработку маломасштабных и техногенных месторождений;
- развитие цеха кучного выщелачивания золота с переориентацией на переработку бедных и забалансовых руд внутренней вскрыши рудника Мурунтау;
- строительство на базе Джерой-Сардаринского месторождения комплекса по производству сложных минеральных удобрений производительностью 935 тыс. т/год мытого фосфоконцентрата с содержанием P₂O₅ до 24%. Безусловно, впереди тружеников Центрального рудоуправления ждут новые задачи, для их реализации потребуются новые решения и оптимизм, без чего невозможно движение вперед. Но с большой уверенностью можно сказать, что многонациональный и многотысячный коллектив рудоуправления и впредь будет высоко нести честь и славу НГМК, выполняя те задачи, которые ставит руководство страны.

(Рекомендовано к публикации в Горном журнале № 8, 2013 г.).

ЮЖНОЕ РУДОУПРАВЛЕНИЕ: УСТОЙЧИВОЕ РАЗВИТИЕ ПРОИЗВОДСТВА

Эзозхонов А.Н., директор Южного рудоуправления НГМК

Ko'p tarmoqli Janubiy kon boshqarmasi NKMKning eng asosiy boshqarmalaridan biri bo'lib, oltin va uran qazib olish bilan shug'ullanadi. Kon boshqarmasida oltin qazib olish Zarmitan va Gujumsay konlarida yer osti va ochiq usullarda qazib olinsa, uran qazib olish ishlari esa asosan Sobirsoy va Ketmonchi konlarida ishqorlash usuli orqali amalga oshirilmoqda. Bugungi kunda kon boshqarmasida ISO 9001:2008 xalqaro standart talablariga javob beruvchi polivinilxlorid va polietilen quvurlar ishlab chiqaruvchi sex ishga tushirilgan

Southern Mining Administration is a multi-faceted subdivision of NMMC which is engaged in the extraction of gold and uranium. The mining administration deals with mining of gold in Zarmitan and Gujumsay deposits by open and underground methods. Uranium is mined in Sobirsoy and Ketmonchi deposits. Today, the administration is engaged in the production of polyvinylchloride and polyethylene pipes which meet the requirements of the international standard ISO 9001:2008.

Южное рудоуправление - одно из основных подразделений комбината. Это многофункциональное промышленное предприятие, которое сегодня занимается добычей урана и золота. Рудоуправление создано в 1964 г. для промышленного освоения месторождения Сабирсай. За два года была организована автобаза, СМУ и отдел рабочего снабжения, началось строительство рудника № 1.

После перевода большой группы специалистов из г. Учкудука на площадку Сабирсай значительно возросли темпы строительства жилья. Были построены детские сады, школа (1973 г.), больничный комплекс (1979 г.), стадион и ДК «Горняк» (1982 г.). Строительство объектов соцкультбыта г. Нурабада было завершено в 1983 г.

Параллельно с освоением месторождения открытым и подземным способом проводились опытные работы по подземному выщелачиванию (1967 г.), которое в 1980 г. впервые в НГМК было апробировано. Метод подземного выщелачивания дал возможность предприятию с 1983 г. стабильно наращивать темпы добычи урана. Это позволило освоить новое месторождение и построить второй рудник Кетменчи по добыче урана (1977 г.). Самый высокий объем добычи был достигнут в 1988 г.

По решению Правительства № 145 от 26 апреля 2002 г. в структуру Южного рудоуправления вошли два золотодобывающих рудника - Зармитан и Марджанбулак. В 2006 г. было начато строительство объектов горнорудного комплекса. При строительстве использовалась самоходная шахтная техника (самоходные буровые установки, погрузочно-доставочные машины и подземные автосамосвалы) ведущих мировых производителей горного оборудования, таких как «Atlas Copco» (Швеция), «Sandvik» (Финляндия), «Paus» (Германия). В 2010 г. начата добыча руды с гор. 780 м с применением современных передовых технологий подготовки и отработки очистных блоков, использующих высокопроизводительное оборудование для очистных работ.

В соответствии с рекомендациями, разработанными научно-исследовательской лабораторией института «O'zGEORANGMETLITI», основой для многократного увеличения подземной добычи руды стало внедрение новых систем разработки со скважинной отбойкой руды и механизированным заряданием скважин. Параллельно со строительством наклонного ствола ведутся работы по восстановлению существующих вертикальных шахтных стволов с привлечением зарубежных специализированных шахтостроительных организаций ООО «ЗУМК-Инжиниринг» и ТООО «Алтынкенказган», которые позволили обеспечить вывод рудника Зармитан на плановые объемы добычи руды подземным способом.

Начатое в 2009 г. строительство второго этапа ГРК позволило уже в третьем квартале 2010 г. ввести в эксплуатацию пусковой комплекс ГМЗ-4 и обеспечить вскрытие первого горизонта на подземном руднике Гу-жумсай. ГМЗ-4 - это второй гидрометаллургический завод, построенный в республике за годы независимости, на долю которого приходится 7,3% от выпускаемого комбинатом объема золота, при этом созданы новые рабочие места для 500 человек.

Переработка руды на ГМЗ-4 осуществляется с использованием технологий, ранее не применявшихся



Рис. 1. Отделение измельчения и гравитации

на перерабатывающих предприятиях НГМК и позволяющих существенно увеличить полноту извлечения золота из минерального сырья, добываемого на рудниках Зармитанской золоторудной зоны. На заводе применены габаритные мельницы Уралмаша, сырье из КНР, комплектующие из США и совершенно новая установка интенсивной гравитации и интенсивного выщелачивания (рис. 1).

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

Для рудника Марджанбулак приобретено 4 ед. новых современных автосамосвалов БелАЗ-7548. Увеличилась переработка руды и, соответственно, производительность Марджанбулакского золотоизвлекательного цеха (МЗИЦ). Учитывая достаточные запасы сульфидных руд на карьерах месторождения «Марджанбулак», с целью переработки этих руд, на МЗИЦ в рамках инновационных проектов с июня 2012 г. введена в эксплуатацию линия по переработке сульфидных руд гравитационным методом. В этом направлении уже ведутся определенные работы. На основе проведенных лабораторно-технологических исследований показана возможность извлечения золота из ранее складированных хвостов.

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

Для выполнения первой задачи запланировано:

- увеличить добычу руды подземным способом на руднике Зармитан с доведением производительности в 2013 г. до 850 тыс. т в год;

- увеличить добычу руды подземным способом на руднике Гужумсай с доведением производительности в 2013 г. до 550 тыс. т в год;



Рис. 2. Линия по изготовлению поливинилхлоридных труб



Рис. 3. Молодёжный спортивный комплекс в Заркенте

- произвести строительство и запуск в эксплуатацию подземного рудника Урталик с доведением производительности до 2015 г. до 400 тыс. т в год.

Для выполнения второй задачи запланировано:

- увеличить производительность ГМЗ-4 в 2013 г. до 1800 тыс. т в год;

- обеспечить перерабатывающие мощности МЗИЦ в 2013 г. до 1000 тыс. т в год.

Одним из перспективных подразделений рудоуправления и НГМК является цех по производству пластмассовых труб и изделий (ЦППТиИ), основанный в 1996 г. в г. Нурабаде, с целью обеспечения подразделений НГМК трубами из поливинилхлорида (ПВХ) и полиэтилена (рис. 2). Цех ППТиИ выпускает пластмассовые трубы, производство которых обеспечивает потребности буровых цехов и подразделений НГМК, производящих работы по бурению, сооружению скважин и добыче урана методом поземного выщелачивания. В 2000 г. производство пластмассовых труб значительно расширилось. Была смонтирована и запущена в производство новая линия по производству полиэтиленовых труб. Это значительно увеличило возможности освоении новых месторождений уранового производства. Но и это оказался не предел для развития производства труб. В 2008 г. было смонтировано оборудование второй линии по производству труб ПВХ. В соответствии с «Целевыми параметрами производства основных видов продукции НГМК на период 2007-2012 гг.» обеспечен рост объема труб из ПВХ, который в 2012 г. составил 5,4 тыс. т в год. Трубы из ПВХ относятся к импортозамещающей продукции, что является дополнительным фактором экономии валютных средств.

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

рудника «М» и жителей г. Марджанбулак здесь построен современный спортивный комплекс. Второй спортивный комплекс построен методом «хашара» в пос. Заркент (рис. 3).

Достигнуты определенные успехи на объектах непроизводственной сферы, в частности, в швейном цехе ПСО рудоуправления снижены затраты в 2012 г. на 80 млн. сумов против плановых, при этом выпущено и реализовано продукции на 988,4 млн. сумов. На сегодняшний день цех выпускает свыше 80 наименований изделий для всех подразделений НГМК. В целях улучшения ассортимента в цехе ПСО открыт но-

вый участок по производству товаров народного потребления «экслюзив», который специализируется на изготовлении детских сумок и рюкзаков, хозяйственных принадлежностей бытового назначения. Изделия выполнены в духе народного творчества, с фантазией и любовью местных умельцев.

За годы независимости численность работников рудоуправления выросла более чем в 3 раза. В настоящее время рудоуправление объединяет более 30 подразделений, размещенных на территории шести районов Самаркандской, Джизакской и Ташкентской областей республики.

УДК 658.5:622.1(091)

© Золотарев Ю.П. 2013 г.

СЕВЕРНОЕ РУДОУПРАВЛЕНИЕ: БУДУЩЕЕ ЗАЛОЖЕНО В НАСТОЯЩЕМ

Золотарев Ю.П., директор Северного рудоуправления НГМК

Uchquduq shahri NKMKning beshigi bo'lib dunyoga tanilgan. Bu yerda, juda og'ir sharoitlarda yarim asr oldin zamonaviy texnik, ishlab chiqarish va ijtimoiy infrostrukturasi ega bo'lgan ko'p tarmoqli kopleks bunyod etildi. Oldin yer osti va ochiq usulda uran rudasi qazib olingan bo'lsa, bugungi kunda Daugiztau va Kokpatas konlaridan oltin rudasi qazib olinilmoqda. Uchinchi gidrometallurgiya zavodida katta o'zgarishlar amalga oshirilib uning ishlab chiqarish hajmi ikki marta oshirildi va zavod sulfidli rudalarni ishlab chiqarishga to'liq o'tkazildi. Sulfidli rudalarni ishlab chaqaruvchi noyob BIOX[®] uskunasi o'rnatildi.

Uchkuduk city is known to the world as the cradle of NMMC. Half a century ago, in heavy conditions, a staff of pioneers was formed to lay the foundation of a powerful, multipurpose complex with up-to-date production and technical transport infrastructures and social infrastructure facilities. First uranium was mined by means of underground and open methods; today, gold is mined in Daugyztau and Kokpatas deposits by open method. HMP-3 started to process sulfide ores, and unique BIOX[®] process plant was built and commissioned for bacterial oxidation of sulfide ores.

Город Учкудук известен миру как колыбель Навоийского горно-металлургического комбината. В тяжелых условиях полвека назад здесь формировался коллектив первопроходцев, заложивших основу мощного, многопрофильного комплекса с современной производственно-технической и транспортной базой, социальной инфраструктурой.

В 1952 г. геологи открыли в Центральных Кызылкумах богатое месторождение урановых руд. Для его промышленного освоения в 1956 г. началось строительство базового поселка, получившего официальное название Учкудук, так как поселок создавался вблизи трех колодцев на древнем караванном пути. В 1958 г. поселок Учкудук получил статус города.

Первоначально в 1958 г. урановая руда добывалась открытым и подземными способами, что позволило создать 11 карьеров и 14 шахтных полей с подземными работами. Затем был освоен более прогрессивный, менее затратный и практически не наносящий вреда экологии окружающей среды метод подземного выщелачивания урана.

Так, с 1962 г. начинается летопись и развитие геотехнологического рудника, для работы которого требовалось большое количество серной кислоты.

20 октября 1985 г. неподалёку от г. Учкудука был осуществлен пуск завода по производству серной кислоты (СКЗ), который не только полностью удовлетворяет потребности уранодобытчиков Учкудука, но и обеспечивает своей продукцией весь комбинат, ПО «Навоизот», НТЭС, Электрохимзавод и другие промышленные предприятия республики.

Важной вехой в жизни всего НГМК стал пуск первой очереди ГМЗ-3 Северного рудоуправления, названного первой ласточкой независимого Узбекистана. Это историческое событие состоялось 14 июня 1995 г. и особенно запомнилось тем, что на праздничный митинг прибыл Президент Республики Узбекистан Ислам Абдуганиевич Каримов, который с гордостью, высоко подняв первый слиток, полученный из руд, переработанных на ГМЗ-3, достойно оценил труд рабочих и специалистов, строителей и монтажников.

ков, внесших колоссальный вклад в строительство и пуск завода.

За 18 лет на заводе произошли значительные перемены - перерабатывающие мощности увеличились вдвое, завод полностью перешел на переработку сульфидных руд, была построена и введена в эксплуатацию уникальная технологическая установка бактериального окисления сульфидных руд методом «Биоокисления». ГМЗ-3 без сомнения является одним из главных структурных подразделений Северного рудоуправления. Долгим и нелегким был путь его строительства и становления.

Начало строительству завода было положено в 70-80-х годах прошлого столетия, когда были определены основные технико-экономические показатели и разработан рабочий проект золотодобывающего комплекса Учкудука. Однако в 1989 г. главные Министерства бывшего Союза резко сократили необходимые для строительства завода объемы финансирования и обеспечения материально-техническими ресурсами. В связи с этим темпы строительства будущего завода были значительно снижены. Ситуация еще более усугубилась в 1991 г.

После распада бывшего Союза и связанных с этим нарушением устойчивых связей комбината с предприятиями других республик, поставлявших оборудование и необходимые для строительства материалы, строительство завода было практически полностью прекращено. Это время стало одной из сложнейших проблем Учкудукского региона, так как оно совпало со снижением спроса на уран и резким сокращением объемов его добычи. Под угрозу была поставлена занятость тружеников Северного рудоуправления и само дальнейшее существование г. Учкудука.

Период обретения Государственной независимости Республики Узбекистан стал переломным для строительства завода, определившим его дальнейшую судьбу. 21 марта 1992 г. Кабинет Министров Республики Узбекистан принял Постановление № 236 «О мерах по обеспечению ускоренного социально-экономического развития Зарафшан-Учкудукского региона в 1992-1995 гг. и стабилизации работы предприятий НГМК». В этот период были приняты все необходимые меры по возобновлению финансирования строительства завода. Строительная площадка стала самым настоящим республиканским «хашаром», что позволило построить и запустить завод в установленные сроки.

На торжественном митинге Ислам Абдуганиевич Каримов отметил, что «...пуск первой очереди третьего завода - поистине знаменательный день в жизни всей республики. Этот день, без преувеличения, займет достойное место в истории становления нашей независимости, укрепит экономический потенциал государства, его позиции на мировом рынке».

Это стало большой победой всего коллектива Северного рудоуправления, принимавшего участие в этом поистине грандиозном предприятии. Этот день - золотая страница в истории развития «золотого пред-

приятия», которое сегодня известно не только в Узбекистане и СНГ, но и во многих странах мира. Так пуск ГМЗ-3 открыл новую главу в жизни Северного рудоуправления и всего Навоийского региона. Золото Учкудука стало пополнять казну нашей Родины.

В 2000 г. было принято решение о начале освоения золоторудного месторождения «Даугызтау» силами Северного рудоуправления НГМК для последующей переработки руд на ГМЗ-3. Первоначально данное месторождение разрабатывалось силами рудника Восточный, осуществлявшего ведение открытых горных работ на месторождении «Кокпатас», но уже 1-го марта 2002 г. был образован рудник открытой добычи Даугызтау - как самостоятельное структурное производственно-хозяйственное подразделение Северного рудоуправления.

В период 2008-2010 гг. был введен в эксплуатацию рудо-сортировочный комплекс по предварительному обогащению руд месторождения «Кокпатас», представляющий собой небольшую, но использующую самые современные технологии обогатительную фабрику, что позволило значительно повысить содержание золота в концентрате, доставляемом на переработку в ГМЗ-3.

Шли годы. Запасы окисленных руд на месторождениях «Кокпатас» и «Даугызтау» постепенно истощались. Поэтому еще в период проектных разработок технологии были определены основные концепции дальнейшего развития завода для перехода на переработку упорных сульфидных руд, запасы которых в больших количествах имелись на месторождениях «Кокпатас» и «Даугызтау». С этой целью в конце прошлого столетия, параллельно переработке окисленных руд, многими всемирно известными компетентными организациями были начаты работы по поиску и изучению оптимальных схем переработки сульфидных руд на ГМЗ-3.

К реализации была принята схема флотационного обогащения с последующим бактериальным окислением сульфидных флотационных концентратов по технологии «Биоокисления» (ЮАР), которая к тому времени уже нашла применение на некоторых современных заводах Африки, Казахстана, Китая, Австралии. Этот метод был выбран не случайно. Его отличием от традиционных методов переработки сульфидов являлась необходимость соответствия всевозрастающим требованиям экологии к производственным процессам, относительная простота аппаратного оформления и низкие капитальные вложения.

Строительство нового комплекса «Биоокисления» на ГМЗ-3 было начато в 2005 г. и завершено в очень короткие сроки. Пуск I-очереди комплекса был осуществлен в 2008 г. Этот год стал очередным переломным моментом в жизни завода и Северного рудоуправления, так как именно в этот период запасы окисленных руд были уже практически исчерпаны и в переработку начали вовлекаться сложные по своему составу

смешанные руды, которые в классической схеме завода не позволяли поддерживать требуемой производительности и выпуска золота в установленном объеме. Комплекс «Биоокисление» стал по сути еще одним заводом, построенным внутри ГМЗ-3.

Для увеличения выпуска готовой продукции в тот период главным препятствием стала используемая на заводе классическая технология сорбционного цианирования. В условиях переработки нового типа сырья эта технология требовала иного подхода и поиска более эффективных схем. В результате в сентябре 2009 г. был введен в эксплуатацию современный комплекс сорбционного цианирования продукта по технологии «КЕМИКС» с использованием ионообменной смолы.

В 2010 г. существующее отделение флотации, несмотря на то, что является одним из современных цехов в структуре завода, было подвержено изменению и модернизации. Разработка и внедрение операции межциклового флотации, оптимизация реагентного режима флотации позволили повысить извлечение металла во флотационный концентрат. Эти меры позволили в конечном итоге не только не уронить достигнутый уровень переработки сырья и выпуска готовой продукции, но и работать намного продуктивнее.

Минувший 2012 г. был завершён новыми достижениями и победами. Был осуществлён безболезненный переход сорбционной технологии на новый вид сорбента - активированный уголь. В связи с этим в кратчайшие сроки было выполнено строительство и пуск в эксплуатацию отделения десорбции, электролиза и реактивации угля.

Технология угольной сорбции, являясь уникальной и единственной не только в комбинате, но и во всей республике, позволила повысить степень извлечения в сорбционном процессе на 10% без изменений предыдущих производственных процессов - дробления, измельчения, флотации, биоокисления. Внедрение технологии угольной сорбции стало своеобразным прорывом и началом отсчета новейшей истории завода, так как оно позволило выйти на принципиально новые рубежи в производственной деятельности.

Необходимость обеспечения правильной эксплуатации и обслуживания оборудования нового комплекса предъявила более строгие требования к квалификации и уровню технической подготовки работников. Для этого на заводе были организованы курсы обучения и повышения квалификации обслуживающего персонала, направленные на повышение уровня профессиональной подготовки работников завода.

Не секрет тот факт, что в годы становления НГМК Учкудук стал своеобразной кузницей кадров. Ведь в Учкудук направлялись, проходили там закалку самые одаренные выпускники престижных ВУЗов и рабочие высочайшей квалификации из индустриальных центров бывшего Союза.

Их отбор был очень тщательным, ведь им предстояло работать в закрытом городе на закрытом предприятии, и эта традиция тщательного отбора кадров для

работы в подразделениях рудоуправления сохранена и сейчас.

Большое внимание в Северном рудоуправлении уделяется выполнению Национальной программы подготовки и обучения кадров. В 25 подразделениях рудоуправления трудится 10653 человек, более 33 национальностей, работающих по 257 профессиям и 120 специальностям. Здесь трудятся два Героя Республики Узбекистан - кавалеры ордена «Олтин Юлдуз», два «Заслуженных работника промышленности Республики Узбекистан», 10 работников являются полными кавалерами знака «Горняцкая слава», 141 человек являются «Ветеранами НГМК».

За годы независимости отделом подготовки кадров Северного рудоуправления подготовлены более 35 тыс. рабочих по 62 профессиям, обучились вторым смежным профессиям 8790 человек, повысили квалификацию 16675 человек. 768 руководителей, 2770 специалистов и служащих повысили квалификацию в институтах и учебных центрах Республики Узбекистан и стран СНГ.

Наряду с производственными вопросами, решение социальных вопросов занимает одно из главных направлений в работе рудоуправления. Приоритетным направлением в решении социальных вопросов в Северном рудоуправлении явилась реализация разработанной по инициативе Президента Республики Узбекистан Государственной программы «Год благополучия и процветания». Благоустраивается и хорошеет город Учкудук, ремонтируются детские и спортивные площадки. Построен детский парк, где установлены различные аттракционы, высажено более 226 тыс. деревьев и кустарников, в аллеях и парках разбиты цветники.

В канун Нового 2013 г. пятидесяти семьям молодых специалистов и работников Северного рудоуправления были вручены ключи от квартир в новом семейном общежитии «Молодежное». Для приобретения жилья, а также на погашение первичного взноса ипотечных кредитов на строительство коттеджей по линии «Кишлоккурилиш» работникам Северного рудоуправления выделено беспроцентных ссуд на сумму 2,5 млрд. сумов.

В Северном рудоуправлении успешно выполняется Государственная программа по развитию детского спорта, воспитания молодого поколения, формирования духовно зрелых, физически здоровых личностей. Одним из радостных событий г. Учкудука стало строительство и сдача в эксплуатацию нового гимнастического зала, символический ключ от которого был передан директору Спортивно-оздоровительного комплекса «Лючин» в день 20-летия принятия Конституции Республики Узбекистан.

Разработанная и подготовленная к реализации программа Северного рудоуправления по добыче золота и урана до 2030 г. вселяет надежду на то, что рудоуправление будет и дальше работать на благополучие и процветание нашей Родины.

РУДОУПРАВЛЕНИЕ «ГМЗ-1»: НОВАТОРСТВО – ГАРАНТИЯ ВЫПОЛНЕНИЯ ПОСТАВЛЕННЫХ ЗАДАЧ

Ослоповский С.А., директор Рудоправления «ГМЗ-1» НГМК

“1-GMZ” kon boshqarmasi NKMKning birinchilar qatordagi sanoat obyekti bo’lib, uning asosiy ishlab chiqarish faoliyati yarim fabrikat holdagi oltin va zalis-oksid uran tashkil etadi. O’zbekistonning mustaqillik yillarida zavod mutaxasislari davr talabi bilan shaxdam qadam tashlab asosiy ruda qayta ishlash zanjirini takomillashtirib oldin Muruntau keyin esa Zarmitan, Qaraqo’tan va Ajibugut konlaridan yangi oltin maxsulotlarini ishlab chiqarish yo’lga qo’yildi.

“Hydrometallurgical Plant – 1” Mining Administration consists of Hydrometallurgical Plant-1 and Karakutan mine. HMP-1 has become one of the first industrial facilities of NMMC and it is a unique enterprise which focuses on the production of gold and uranium oxide concentrate (U3O8). In the years of independence of Uzbekistan, experts rebuilt the technological chain of the production of gold from Muruntau, Zarmitan, Karakutan, Adjibugut deposits in addition to the uranium oxide concentrate production.

В состав Рудоправления «ГМЗ-1» (РУ «ГМЗ-1») входят ГМЗ-1, рудник и автогараж «Каракутан». ГМЗ-1, вступивший одним из числа первых в строй промышленных объектов НГМК, является уникальным предприятием, основное производство которого связано с выпуском золота в полуфабрикате (насыщенная смола) и закиси-оксида урана. В годы независимости Узбекистана, шагая в ногу с требованиями времени, специалисты завода перестроили основную рудоперерабатывающую цепочку под выпуск, помимо закиси-оксида урана, нового вида продукции – золота из руд месторождения «Мурунтау», а позже – «Зармитана», «Каракутана», «Аджибугута». В 1995-2010 гг. введены в эксплуатацию высокопроизводительные мельницы доизмельчения. Это позволило значительно увеличить выпуск золота в полуфабрикате. Завершена реализация проекта реконструкции уранового производства, дающая возможность увеличить выпуск закиси-оксида урана на 30%.

Сегодня ГМЗ-1 является для золотоизвлекательного и уранового комплекса НГМК своего рода полигоном по разработке, испытанию и внедрению прорывных и прогрессивных технологий в производство. Работниками ГМЗ-1 и ЦНИЛ НГМК в мае 2004 г. проведена успешная работа по созданию опытной установки по биоокислению сульфидного флотоконцентрата для определения возможности испытаний ионита АМ-2Б в сорбционном процессе продуктов биоокисления. Работа этой установки дала возможность понять кинетику окисления серы и мышьяка сначала в периодическом режиме работы реакторов, а позже в непрерывном, отработать технологию работ по сорбции и регенерации ионита АМ-2Б при извлечении золота из кека биоокисления.

В начале 2009 г. сменилась рудная база ГМЗ-1. С 1994 г. завод перерабатывал в основном руду месторождения «Мурунтау», а с января 2009 г. в переработку поступила новая, практически не освоенная на

золотоизвлекательной цепочке ГМЗ-1 руда месторождения «Аджибугут». В течение 2009-2010 гг. разработаны конструктивные и технологические решения по оптимизации переработки руды месторождения «Аджибугут», проведены мероприятия по модернизации задействованного на золотоизвлекательной цепочке оборудования, исследована эффективность реализованных проектов.

Внедрение инновационных технологических решений по оптимизации переработки руд месторождения «Аджибугут», а также реконструкция уранового производства позволили значительно увеличить выпуск основной продукции ГМЗ-1. Экономический эффект от вышеуказанных мероприятий составил около 900 млн. долл. США.

В 2012 г. рудоправлением реализованы важные проекты по капитальному строительству, такие как «Реконструкция I и II стадий измельчения для повышения переработки золотосодержащих руд», «Расширение опытно-промышленной установки по получению раствора сульфата железа», которые позволяют значительно увеличить производственные показатели завода.



Рис. 1. Реактор варки жидкого натриевого стекла

Особое внимание в рудоуправлении уделяется развитию малых производств, таких как натриевое жидкое стекло, сернокислый алюминий, железный купорос, фильтровальный песок и получение формовочного песка.

Натриевое жидкое стекло. Для нужд литейного производства НМЗ НГМК в январе 1997 г. был запущен в работу участок производства натриевого жидкого стекла по новой технологии - путём прямого синтеза из кварцевого песка и щелочного раствора (рис. 1). Основными компонентами для производства жидкого стекла являются кварцевый песок Джеройского месторождения с содержанием SiO_2 96-98% и едкий натр. С вводом этого участка отпала необходимость импорта силикатной глыбы, из которой ранее производилось жидкое стекло в цехе № 1 ГМЗ-1.

В 2003 г. технология производства жидкого стекла была усовершенствована, и участок начал производить дополнительно очищенное от механических примесей жидкое стекло, имеющее гигиенический сертификат. Очищенное от механических примесей жидкое стекло может использоваться как клей, а также в других целях. В настоящее время производительность участка составляет 2400 т/год.

Сернокислый алюминий. В мае 1999 г. в цехе № 3 была введена в эксплуатацию опытно-промышленная установка производства сернокислого алюминия для нужд ОЭС. Сырьём для производства сульфата алюминия $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$ является гидроокись алюминия $\text{Al}(\text{OH})_3$, закупаемая в странах СНГ. Раствор сернокислого алюминия применяется в качестве коагулянта при очистке воды от механических примесей.

Технологическая схема получения водного раствора сернокислого алюминия включает операции приготовления водной суспензии гидроокиси алюминия, варки с добавлением серной кислоты и разбавления готового продукта водой.

Железный купорос. В июле 1999 г. введен в эксплуатацию опытно-промышленный участок производства сульфата железа. Ввод узла производства железного купороса позволил получать его соль (кристаллическую) для нужд водоочистки на ОЭС НГМК и раствор для обезвреживания цианидов в сбрасываемой на хвостохранилище пульпе. Исходным сырьём является золотосодержащая магнитная фракция (МФ) с ГМЗ-2, представляющая собой продукт износа стальных шаров и мельничной футеровки в процессе измельчения и выделяемый на стадии магнитной сепарации золотого гравеоконцентрата. Технологической схемой предусматривается сернокислотное выщелачивание магнитной фракции с получением готовой продукции в виде раствора сернокислого железа с концентрацией FeSO_4 80-100 г/л, кристаллической соли сернокислого железа ($\text{FeSO}_4 \cdot 7\text{H}_2\text{O}$), а также попутное извлечение золота в виде золотосодержащего кека фильтрации растворов выщелачивания.

Для увеличения выпуска сульфата железа произведена реконструкция технологического оборудова-



Рис. 2. Реактор для сернокислотного выщелачивания МФ

ния установки, что позволило удвоить ее производительность. В настоящее время установка по переработке магнитной фракции позволяет выпускать около 720 т/год кристаллической соли сульфата железа и 620 т/год сульфата железа в растворе.

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

Регенерация отходов литейного производства с получением формовочного песка заключается в отмывке сырья от шламистой фракции и остатков жидкого стекла и выделения путем гидравлической классификации кондиционного продукта крупностью 0,24-



Рис. 3. Участок по производству формовочного и фильтровального песка

0,35 mm, содержащего не менее 95% диоксида кремния. Запуск этой установки имеет и природоохранное значение. Если раньше отходы литейного производства полностью захоранивались на хвостохранилище, то теперь часть из них возвращается в производство. Производительность установки составляет 25 t/h по исходному сырью (рис. 3). Коэффициент регенерации отходов литейного производства 0,75.

На базе установки для регенерации отходов литейного производства параллельно было налажено производство фильтровального песка, который используется на фильтровальных установках водочистки ОЭС, и ранее закупавшийся за рубежом. Сырьем для производства фильтровального песка является песчаное месторождение «Три ручья» (г. Учкудук). Процесс производства фильтровального песка заключается в отмывке исходного песка от илов и

выделения класса крупности $-2,5+0,63$ mm, который используется для загрузки в фильтровальные установки.

Одна из важных составляющих работы руководства рудоуправления – это забота о здоровье трудящихся. Эту задачу решают работающий фитобар, профилакторий «Металлург», спортивные и медико-оздоровительные комплексы предприятия. Значительное место в общей программе оздоровления трудящихся занимает спорт.

Рудоуправление активно принимает участие в совершенствовании систем и качества обучения студентов НГГИ. Для них на производственной площадке завода создан учебно-производственный класс и технопарк по направлениям «Металлургия» и «Техника и технология переработки руд редких и радиоактивных металлов».

Верим, что все задачи, которые ставятся перед коллективом Рудоуправления «ГМЗ-1», будут

УДК 658.5:622.01(091)

© Мушоряпов И.А. 2013 г.

РУДОУПРАВЛЕНИЕ № 5 ЗА ГОДЫ В НГМК

Мушоряпов И.А., директор Рудоуправления № 5 НГМК

5-son kon boshqarmasi Leninobod kon-kimyo kombinatiga qarashli boshqarma sifatida tashkil topgan bo'lib oz vaqt o'tgandan so'ng bu yerda sanoati va infrastrukturasi rivojlangan, ilg'or texnika va texnologiyasiga ega boshqarma paydo bo'lishiga ko'p odamlar ishonmagan edi. Bugungi kunda 5-son kon boshqarmasi tarkibiga quyidagi uch geotexnologik konlar kiradi, bular: Shimoliy Bukinay, Janubiy Bukinay va Bishkak.

Mining Administration-5 was built in 1971 as a subdivision of Leninabad mining and chemical combine. At that time hardly anybody could imagine that after several years a large industrial enterprise equipped with advanced and powerful technology and town with developed infrastructure will be built there. It consisted of three wellfield pits mining at Severniy Bukinay, Yujniy Bukinay, and Beshkak deposits.

В 1971 г. Рудоуправление № 5 создавалось как подразделение Ленинадского горно-химического комбината. Тогда мало кто представлял, что по истечении ряда лет здесь вырастут городок с развитой инфраструктурой и крупное промышленное предприятие, оснащенное передовыми технологиями и мощной техникой.

История пятого рудоуправления в НГМК начинается с 15 ноября 1993 г. Согласно распоряжению Кабинета Министров Республики Узбекистан от 2 ноября 1993 г. рудоуправление было включено в состав НГМК на правах структурного подразделения. В его состав входило три геотехнологических рудника, ведущих добычные работы на месторождениях «Северный Букинай», «Южный Букинай» и «Бешкак». С этого момента коллектив постепенно, но уверенно набирал темпы как в производственной деятельности (рис. 1), так и в социальной сфере. За эти годы введены в эксплуатацию новые месторождения,

все подразделения оснащены современной техникой, идет интенсивное внедрение инновационных технологий.

Вехой начала нового пути рудоуправления стал октябрь 1995 г., когда в ГТР-2 начал разбуливаться первый опытный блок на 60-й залежи под отработку миниреагентным способом подземного выщелачивания. В три откачные и десять закачных скважин, минувшая стадию «жесткого» закисления серной кислотой, было проведено нагнетание сжатого воздуха в пласт от магистрального воздуховода. Опытный блок был введен в эксплуатацию в замкнутом цикле с миниреагентным режимом подкисления рабочих растворов. В мае 1996 г. был получен первый металл с результатами, открывающими большую перспективу.

В 1997 г. в рудоуправлении смонтирована первая передвижная трансформаторная подстанция 35/6 kV на базе платформы от буровой установки и установлена на 31 залежи ГТР-2.

С 1997 по 1999 гг. было проведено техническое перевооружение геофизического оборудования в НГМК, в том числе и в РУ-5. Устаревшую морально и физически геофизическую аппаратуру с аналоговой записью результатов заменили каротажными комплексами «Кобра» с цифровой записью, автоматизированной регистрацией и интерпретацией результатов каротажа скважин. Программное математическое обеспечение комплекса позволило существенно поднять производительность труда при геофизических исследованиях скважин, расширить возможность использования различных видов каротажа и улучшить качество интерпретации геофизических материалов.

15 июля 1998 г. в руднике ПВ-3 образован Геотехнологический участок на месторождении «Лявлякан». В сентябре 1999 г. была получена первая готовая продукция с месторождения «Тохумбет». В конце 1999 г. сооружён централизованный узел подготовки гравийной обсыпки, который обеспечивал потребность всех рудников.

С 2000 г. начата работа по переводу буровых установок с дизельного привода на электропривод. Практически получилась схема с отдельными электроприводами, мощность которых зависит от глубины бурения. Общая установленная мощность составила 95,5 – 133,5 kW (технология бурения не предусматривает работу всех электроприводов одновременно, поэтому установленная мощность всегда меньше максимальной). В результате внедрения буровых установок на электроприводе было достигнуто уменьшение затрат на ГСМ, обслуживание и ремонт. Снижена вибрация и шум при работе установки. В настоящее время в РУ-5 работает на электроприводе 22 единицы буровых установок (рис. 2).

5 июня 2000 г. в составе ГТР-1 была создана специализированная бригада по рекультивации отработанных полигонов ПВ РУ-5 для дальнейшей их передачи землепользователю. Первая очередь пункта захоронения нерадиоактивных отходов ПЗНО в ГТР-2 была введена в эксплуатацию 21 августа 2000 г.

В рудоуправлении уделяется большое внимание вопросам охраны окружающей среды. За высокие показатели и достижения в этой области Рудоуправлению № 5 был вручен Диплом 1-й степени Международного Фонда «Экосан», два Диплома 1-й степени за занятые первые места в республиканском месячнике - конкурсе «Чистый воздух» среди коллективов автохозяйств Бухарской области.

В апреле 2002 г. было закончено строительство радиорелейной станции. 28 декабря 2002 г. был введен в эксплуатацию ПЗНО-1 в ГТР-1.

16 января 2003 г. в организационную структуру РУ-5 введен участок геологоразведочных работ. Новый участок был организован для проведения эксплуатационной разведки на фланговых частях рудных залежей, оценки остаточных запасов на отработанных площадях с целью их доизвлечения.

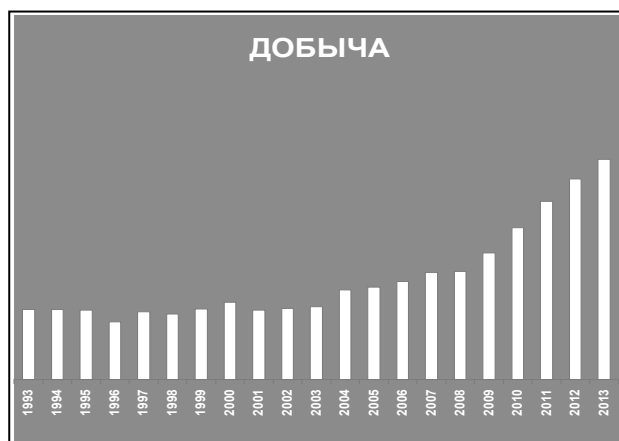


Рис. 1. Динамика развития РУ-5

В 2004 г. каротажные комплексы «Кобра» пополнились аппаратурой АИНК, которая позволяет делать прямое определение содержания урана непосредственно по стволу скважины, используя импульсный нейтронный генератор ИНГ. В этом же году геофизическая служба РУ-5 получила и внедрила в производство три каротажные станции с комплексом «Гектор», программно математическое обеспечение которого расширило возможности геофизики РУ-5 по сравнению с комплексом «Кобра».

1 марта 2005 г. при ЦЛ КИП и А была организована лаборатория неразрушающего контроля. Цель создания лаборатории – проведение дефектоскопии емкостей, трубопроводов, котлов, компрессоров и другого оборудования.

По ГТР-2 основным событием 2008 г. стал ввод системы переработки растворов непосредственно на месте добычи при помощи локально-сорбционной установки (ЛСУ-1) на месторождении «Северный Канимех».

Эксплуатация крупного по запасам месторождения началась с низкокарбонатных руд по традиционной серно-кислотной технологии. Месторождение «Северный Канимех» является основной сырьевой базой перспективного развития ГТР-2 и РУ-5 в целом. Основной проблемой остаётся подбор технологии отработки запасов с карбонатностью руд и вмещающих пород более 2,0%. В связи с этим на опытно-промышленной установке в 2009 г. были продолжены исследования с применением в качестве окислителя гипохлорита натрия. Работы проводились совместно с ЦНИЛ НГМК. С 01.12.2009 г. используется объект интеллектуальной собственности «Способ подземного выщелачивания урана» защищенный патентом Республики Узбекистан № IAP 04442.

В апреле 2009 г. введен в эксплуатацию опытно-промышленный участок ПВ на месторождении «Кухнур», который территориально относится к геотехнологическому руднику № 1.

С октября месяца 2010 г. Рудоуправлению № 5 передано в эксплуатацию месторождение «Суграль», ранее обрабатываемое Северным рудоуправлением.



Рис. 2. Первая буровая установка в РУ-5 с электроприводом

Карбонатные руды месторождения «Сугралы» отрабатываются в настоящее время в слабокислотном режиме с предварительным окислением техническим кислородом и кислородом воздуха. На месторождении «Сугралы» создан геотехнологический рудник № 4, входящий на правах структурного подразделения в РУ-5.

2011 г. характеризовался вводом ЛСУ-3 на месторождении «Северный Канимех».

В мае 2012 г. введено в эксплуатацию новое месторождение «Аульбек», отработку которого ведет ГТР-1.

На стадии утверждения разрешительная документация по месторождению «Аксай», опытно-промышленные работы на котором начнёт ГТР-3. Руды и вмещающие породы по вещественному составу близки к Лявляканским - низкокарбонатным.

В 2012 г. поданы заявки для получения патента на объекты интеллектуальной собственности «Способ окисления рудного пласта и устройство для его осуществления (пакер)», «Устройство для ведения газобразовательного окислителя выщелачивающий раствор (эжектор)», «Способ подземного выщелачивания урана с применением соляной кислоты HCl».

Задачей изобретений является повышение интенсивности выщелачивания урана при одновременном удешевлении процесса за счёт снижения удельного расхода серной кислоты. К примеру, «Способ подземного выщелачивания урана», который включает в себя подачу в пласт через систему технологических скважин вначале пластовой бикарбонатной воды, а затем сернокислого раствора; использование в качестве окислителя гипохлорита натрия и откачку продуктивных растворов на сорбционное извлечение урана; дозировку в закачиваемую пластовую воду гипохлорита натрия до концентрации активного хлора 0,1-0,3 г/л и подачу при достижении в откачных продуктивных растворах концентрации урана 10-20 мг/л в закачные скважины сернокислого раствора с концентрацией H_2SO_4 2-8 г/л.

Низкокарбонатные руды отрабатываются по традиционной сернокислотной технологии. Вопрос отработки карбонатных руд остаётся открытым и актуальным, так как на их долю приходится 44% от общих запасов месторождения. Вести отработку с предварительным окислением руд кислородом воздуха, нагнетаемого компрессором, в условиях сегодняшнего дня невозможно. Максимальное давление, развиваемое компрессорами XRVS – 345, 336, 577, ниже давления пластовых вод на кровлю горизонта, следовательно, метод нагнетания сжатого воздуха (НСВ) неприменим. Введение в бикарбонатную пластовую воду гипохлорита натрия обуславливает получение не только ожидаемого положительного эффекта – повышения интенсивности выщелачивания урана за счёт увеличения скорости окисления двуокиси урана UO_2 в трёхокись урана UO_3 , но и сокращения расхода серной кислоты. Это можно объяснить окислением сульфидных минералов, находящихся в руде, с образованием серной кислоты в недрах под действием окислителя.

Влияние концентрации активного хлора на некоторые показатели бикарбонатной пластовой воды $[HCO_3]=200$ мг/л приведены в табл. 1.

Опытно-промышленные работы по применению гипохлорита натрия как окислителя руды проводились в условиях месторождения «Северный Канимех». Методический и аналитический контроль за ходом работ производился специалистами РУ-5 совместно с ЦНИЛом НГМК. Учитывая положительные

Таблица 1

Влияние концентрации активного хлора на показатели бикарбонатной пластовой воды

№ п/п	Концентрация активного хлора, г/л	ОВП (Ев), мВ	Состояние раствора	
			Внешний вид	Оптическая плотность, отн. ед.
1	0,0	210	Прозрачный	1,0
2	0,05	490	Прозрачный	1,0
3	0,09	720	Прозрачный	1,0
4	0,10	760	Прозрачный	1,0
5	0,25	760	Прозрачный	1,0
6	0,3	760	Прозрачный	1,0
7	0,35	760	Мутный	2,9
8	0,5	760	Мутный с осадком	5,6
9	1,0	760	Обильный осадок	7,7

Примечание: по данным химического анализа бикарбонат-ион в пластовой воде представлен, главным образом, бикарбонатом кальция (растворимость $CaHCO_3$ составляет 1,66 г/л при температуре 20°C).

результаты, полученные в процессе проведения опытно-промышленных работ с использованием гипохлорита натрия на карбонатных рудах месторождения «Северный Канимех», в настоящее время ведутся опытно-промышленные работы на месторождении «Аульбек». Наряду с этим также ведутся опытно-промышленные работы по применению эжекции кислорода атмосферного воздуха с использованием композиции соляной и серной кислот, гипохлорита натрия, бикарбоната аммония.

В 2013 г. перед РУ-5 стоит задача по проведению опытно-промышленных работ на Балхашовосточнотоктынской площади. Специалистами разработан проект компактной передвижной опытно-промышленной установки, запуск которой планируется в июне 2013 г.

Несмотря на напряженный производственный ритм, работники рудоуправления живут многогранной культурной и спортивной жизнью. К их услугам прекрасный культурно-спортивный комплекс «Юность». Действует творческий художественный коллектив, в составе которого наиболее одаренные работники всех подразделений рудоуправления и талантливые дети.

Отличные производственные показатели позволяют коллективу уделять пристальное внимание социальной сфере. Уютный городок горняков Зафарабад расположен на территории Бухарской области и занимает далеко не последнее место по уровню жизни. Его приятными отличительными чертами стали новостройки, красочные детские площадки, пышное зеленое убранство. За последние годы построены и введены в эксплуатацию здание Дома культуры на 305 посадочных мест и десять котте-

джей улучшенной планировки. В МСЧ № 5 создано отделение переливания крови, открыта спелеокамера. Трудовой коллектив рудоуправления с 2010 г. оказывает спонсорскую помощь интернату № 36 для умственно отсталых детей, расположенного в Кызылтепинском районе.

Большое внимание уделяется благоустройству и озеленению территорий подразделений и посёлка. «Благоустройство начинается с души» - это выражение стало девизом для работников рудоуправления и зафарабадцев. Расположенное на территории Зафарабада озеро после благоустройства и озеленения преобразилось: построены футбольные и волейбольные площадки, малые архитектурные формы для отдыхающих. Во дворах многоэтажных домов установлены скамейки, отремонтированы и покрашены малые формы и спортивный инвентарь.

В рамках выполнения задач Государственной программы «Год благополучия и процветания» ведется работа по обеспечению роста благосостояния, повышения занятости и социальной помощи населению, в первую очередь, социально-уязвимым слоям и малообеспеченным семьям, создания достойных жилищных социально-бытовых условий. Так, в 2013 г. намечены ввод в эксплуатацию нового месторождения «Акса́й», геотехнологического рудника № 3 и реконструкция здания «Агамы», расположенного на территории поселка Зафарабад, под общежитие для молодых специалистов.

Уверен, что коллектив Рудоуправления № 5 с достоинством встретит юбилейную дату—55-летие НГМК и дальше будет выполнять новые, более сложные задачи, поставленные перед рудоуправлением, внося свой вклад в укрепление экономики комбината и Родины!

УДК 658.5:553.411:622.6

© Рахимов В.Р., Шеметов П.А., Снитка Н.П. 2013 г.

РАЗРАБОТКА МЕТОДОВ И ВЫБОР СРЕДСТВ ФОРМИРОВАНИЯ РУДНОГО ПОТОКА ПРИ СОВМЕСТНОЙ РАЗРАБОТКЕ МЕСТОРОЖДЕНИЙ ПРИРОДНОГО И ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ

Рахимов В.Р., профессор кафедры «Геодезии и маркшейдерское дело» ТашГТУ, академик АН РУз, докт. техн. наук;
Шеметов П.А., докт. техн. наук; **Снитка Н.П.**, главный инженер НГМК

Maqolada mualliflar tomonidan taklif etilgan yangi uslub va rudali oqimni tashkil qilish vositalari tabiiy va texnogen konlarini birgalikda ochiq usulda qazilmalarni qazib olish ishlarida keng qo'llaniladi. Taklif qilingan uslub va ruda oqimini tashkil etish vositalari Muruntau-Mutenbay umulashgan karerining unumli vaqtining uzayishiga olib kelib iqtisodiy samadorlik yiliga 2,5 mln.AQSh dollarini tashkil etadi.

The authors proposed a solution to actual scientific problems concerning development of methods and selection of formation of ore flow under the joint development of the deposits of natural and anthropogenic origin by implementing an improved system of continuous design and planning open mountain works, implementation of the results of the joint career «Muruntau-Myutebay» increases the effective work of the system «quarry plant and provides total economic effect amounting to about 2.5 million of the USA in a year.

Мировые тенденции развития золотодобывающей промышленности в современных условиях во многом определяются факторами истощения запасов и обеднения ранее кондиционных месторождений. Для обеспечения и поддержания достигнутого уровня выпуска золота многие горные предприятия расширяют сырьевую базу за счет доразведки краевых частей месторождений переходных рудных зон и вовлечения в переработку некондиционных запасов минерального сырья, накопленного в техногенных образованиях. Поэтому по мере выработки запасов месторождений дальнейшее развитие горноперерабатывающих комплексов все в большей степени определяется готовностью к переработке некондиционного сырья из таких образований. В результате методы и средства формирования рудного потока на месторождениях с условными границами рудных тел должны разрабатываться и выбираться на основе многокритериальной оценки вариантов совместной разработки месторождений природного и техногенного происхождения.

На сложноструктурных месторождениях с условными границами рудных тел критерием принятия решений служат требования к качеству перерабатываемого полезного компонента, поэтому основой для формирования рудного потока является опробование, в соответствии с которым отстраиваются выемочные контуры и происходит управление разубоживанием извлекаемой руды. Именно здесь зарождаются предпосылки для реального объединения рудных потоков разрабатываемых месторождений природного и техногенного происхождения. Поэтому эффективность

использования сырьевых ресурсов в этом случае можно повысить в результате выбора рациональных параметров сети опробования, а формирование рудного потока карьера повысить в результате разработки технологии цикличного развития и использования системы техногенных ресурсов. Такие ресурсы в этом случае выполняют роль буферного элемента, позволяющего скорректировать как параметры рудного потока, так и технико-экономические показатели получения товарной продукции.

В связи с вышеизложенным, разработка методов и выбор средств формирования рудного потока при совместной разработке месторождений природного и техногенного происхождения является актуальной задачей, решение которой рассмотрим на примере открытой разработки месторождения Мурунтау и сопряженного с ним месторождения Мютенбай (рис. 1-7, табл. 1), характеризующейся следующими особенностями:

- значительными размерами и запасами месторождения в плане и глубине, что предопределило освоение месторождения этапами;
- сложным строением рудных тел, следствием которого является наличие в одном выемочном блоке балансовой и забалансовой руды с различными потребительскими характеристиками, а также включениями условно пустой породы;
- раздельной выемкой, транспортированием и складированием рудной массы по четырем сортам с управлением качественными и количественными параметрами рудного потока карьера регулированием интенсивности ведения работ в забоях;

- широким фронтом ведения горных работ по высоте и в плане рабочей зоны;

- опережающим входением в следующую очередь через дно предыдущей очереди карьера;

- формированием товарного рудного потока путем комбинации рудных потоков из карьера и внешних складов забалансовой руды при увеличении ее доли в структуре рудного потока.

Исследования распределения полезного компонента в недрах и оценки показателей сложности рудных контуров показали, что:

- разные участки месторождения характеризуются разной сложностью рудных контуров, поэтому требуют корректировки технологических схем обработки;



Рис. 1. Рекомендуемая структурная схема повышения эффективности системы «карьер-завод»

- сложность рудного контура со снижением бортового содержания уменьшается;
- с увеличением высоты уступа запасы руды увеличиваются, а среднее содержание снижается;
- при одинаковой высоте уступа с увеличением бортового содержания запасы руды уменьшаются с увеличением среднего содержания;
- рациональная высота уступа в карьерах Мурунтау и Мютенбай составляет 15 м, а при отработке складов – 10 м;
- потери и разубоживание при рациональной высоте уступа не превышают 5,0 и 12,0% соответственно.

По результатам исследований для карьеров Мурунтау и Мютенбай обоснована сеть эксплуатационной разведки из прямоугольных ячеек размером 4x4 м и 5,6x5,6 м. Такая сеть позволяет выявить участки рудного тела с разным содержанием, заданной вероятностью и установленной погрешностью оценки средних содержаний - не более 20%.

Решение задачи рационального определения сети эксплуатационной разведки реализовано с помощью разработанной экономико-математической модели и описывается следующим уравнением:

$$P = A \ln \cdot \sigma_{\max}^2 / \sigma_i^2 - B \sigma_{\max}^2 / \sigma_i^2, \quad (1)$$

где P – экономическая эффективность сети разведки;

$\sigma_{\max}$, σ_i – межгрупповые вариации содержаний металла в блоке, рассчитываемые с помощью метода разрежения сети;

A – стоимостная оценка погрешностей геологоразведочной информации;

B – единица затрат на бурение, опробование и анализ проб.

Оптимальная сеть находится из условия $dP/d\sigma^2=0$, которому соответствует соотношение (для квадратной сети):

$$a_0^2 / L_j^2 = B/A, \quad (2)$$

где a_0 – сторона ячейки оптимальной сети, ориентированной вкрест простирания рудных тел;

L_j – характерный линейный размер эксплуатационного блока.

Исследованиями установлено, что характерный размер эксплуатационного блока не должен быть меньше 60 м. При таком размере блока максимальное значение коэффициента межгрупповой вариации содержаний металла в блоке 1,250, минимальное – 0,031, а их соотношение определяет величину B/A .

Решение уравнения (1) с использованием соотношения (2) позволяет определить сторону ячейки оптимальной разведочной сети, в рассматриваемом случае равную 4,5 м. Разработана система технологических, технических и организационных решений, обеспечивающих повышение эффективности работы горно-перерабатывающего комплекса на основе вовлечения в производство техногенных ресурсов. Техногенные ресурсы, образованные при открытой разработке месторождения Мурунтау с экономически

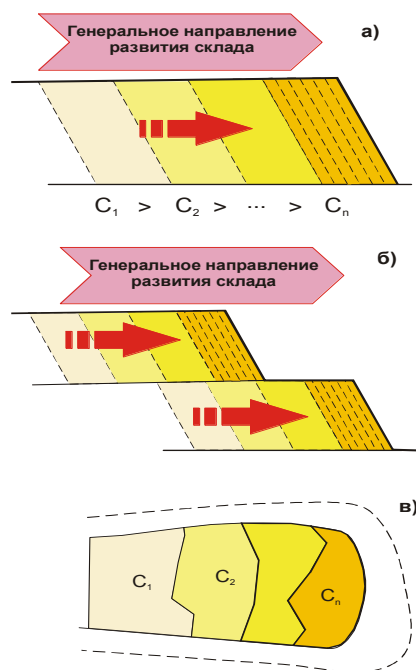


Рис. 2. Модель формирования складов типа I одним (а) или двумя ярусами (б) с моделью распределения по площади (в) полезного компонента: C_1 , C_n – среднее содержание золота в выделенном блоке; $\rightarrow$ – направление формирования яруса склада; – элементарная

установленными границами «балансовая руда – забалансовая руда», вовлечены в производство циклично с последовательным приближением интегрального технико-экономического показателя комплекса к технически достижимому уровню. В качестве интегрального технико-экономического показателя оценки эффективности работы горноперерабатывающего комплекса принята максимизация выпуска золота в текущем времени (рис. 1).

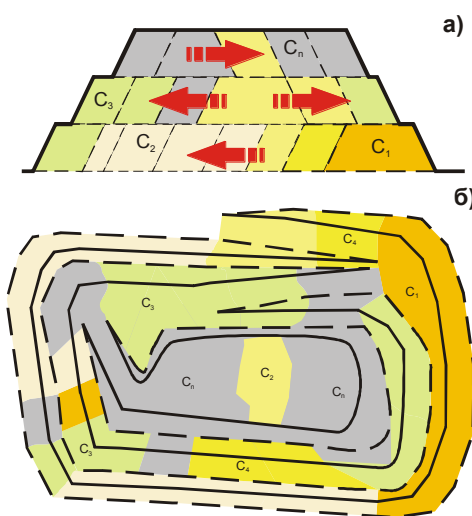


Рис. 3. Схема формирования складов типа II несколькими ярусами с моделью распределения по высоте (а) и площади (б) полезного компонента: C_1 , C_n – среднее содержание золота в выделенном блоке; $\rightarrow$ – направление формирования яруса склада

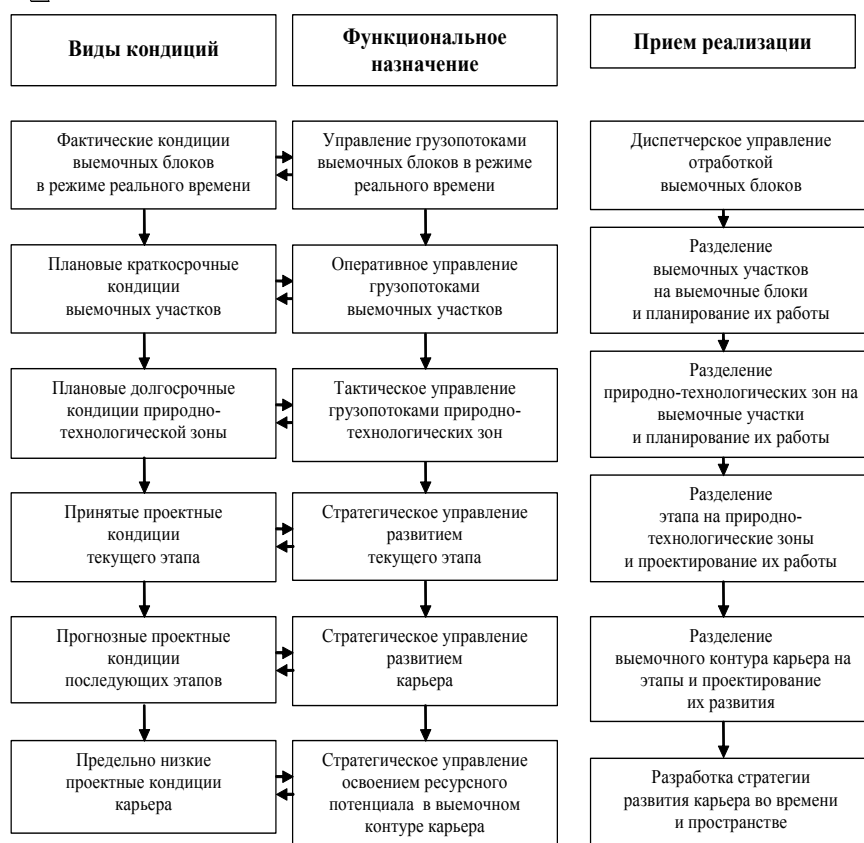


Рис. 4. Схема взаимосвязей вида кондиций с их функциональным назначением и приемами реализации

Усовершенствована система непрерывного проектирования и планирования открытых горных работ на основе применения динамических кондиций с использованием эффекта анизотропии содержания. Эта система взята за основу схемы циклической максимизации выпуска золота на конкретном отрезке времени с использованием складских запасов забалансовой руды, доля которой достигает 80% в структуре перерабатываемой руды. Эффективность управления рудным потоком карьера увеличивается в связи с установленной в техногенных месторождениях геометрической анизотропии содержаний золота, характер распределения которого зависит от способа и времени формирования этих месторождений.

Технология циклического использования техногенных ресурсов в системе «карьер-завод» базируется на следующей последовательности циклично повторяющихся действий: «Определение сырьевых ресурсов на основе динамических кондиций с учетом анизотропии полезных ископаемых → определение производительности горноперерабатывающего комплекса (ГПК) на очередном этапе освоения месторождения → выделение добывающих и перерабатывающих объектов ГПК → выделение базовых функций объекта → детализация цели и идеи по повышению эффективности базовых функций объекта → обоснование решений по повышению эффективности базовых функций объекта → выделение в базовых функциях

обеспечивающих процессов → конкретизация технических решений для каждого обеспечивающего процесса → оценка эффективности реализации технических решений».

Результаты опробования геологоразведочных скважин и забоев, проведенного в 2006-2010 гг. при отработке складов забалансовых руд, позволили установить взаимосвязь распределения содержания со способом их формирования, охарактеризовав ее через геометрическую анизотропию. Эта взаимосвязь была положена в основу классификации техногенных образований карьера Мурунтау по технологическому типу (табл. 1). Применение такой классификации на практике позволяет выбрать рациональную технологию отсыпки отвалов, средства механизации отвалных работ и технологию их разработки, ориентируясь на характеристику классификационного признака в конкретных условиях его реализации.

К типу I отнесены склады руды, которые формировались по циклической технологии с доставкой руды автомобильным транспортом и применением периферийного бульдозерного отвалообразования. Геометрическая анизотропия содержаний золота наиболее характерна и выражена в складах вытянутой конфигурации, формирование которых проводилось преимущественно одним ярусом на протяжении длительного времени (рис. 2).

К типу II отнесены многоярусные склады, которые формировались циклично с доставкой руды автомобильным транспортом при периферийной отсыпке пород (рис. 3). Отличительной особенностью образования складов данного типа являются не согласованные направления формирования ярусов склада. Такие склады образовывались на ограниченных площадях, а их развитие велось преимущественно в высоту. В результате в таких складах отсутствует анизотропия золота как по площади, так и по высоте. Однако в объеме склада могут быть оконтурены блоки со значимым различием содержания полезного компонента.

Разработана система формирования рудного потока карьера при освоении месторождений природного и техногенного происхождения. Установлено, что последовательное истощение запасов месторождений обуславливает необходимость «ступенчатого» пересмотра проектных кондиций в сторону уменьшения с повышением статуса запасов забалансовой руды в недрах и на складах до статуса балансовых запасов.

При этом на каждой «ступени» пересмотра последовательно выделены плановые долгосрочные кондиции, определены периоды работы с плановыми краткосрочными кондициями, направленными на формирование рудного потока в режиме реального времени. В результате такого подхода образована иерархически взаимосвязанная система кондиций, каждому иерархическому уровню которой соответствует функциональное назначение, временной период и приемы формирования рудного потока по обеспечению планового выпуска золота.

Доказано, что управление минерально-сырьевыми ресурсами при внешнем динамическом изменении задания по выпуску золота опирается на комплекс таких приемов формирования ответной реакции, как осознанное и планомерное изменение бортового содержания с опережающей корректировкой планов горных работ и применение технологического, технического, организационного и экономического способов для адекватной реакции на изменение программы выпуска золота. Управление минерально-сырьевыми ресурсами при внутреннем динамическом изменении условий ведения горных работ опирается на такие приемы формирования ответной реакции, как изменение интенсивности и порядка ведения горных работ, а также смещение границы «товарная руда - некондиционная горная масса» последовательно сначала на выемочном блоке, затем на участке природно-технологической зоны и так до того уровня системы, на котором отклонение, вызванное возмущающим воздействием, будет нейтрализовано. Практически непрерывное корректирующее планирование и проектирование горных работ в связи с динамическими изменениями геологической и горнотехнической ситуации позволяет избежать ошибок в развитии горных работ, связанных с эффектом суммирования последствий от внутренних возмущающих воздействий.

Внедрение разработанного метода оперативного управления сырьевой базой на основе динамических кондиций предусматривает использование существующих временных складов забалансовой руды с выявленной анизотропией содержаний в качестве буферного элемента в рудном потоке карьера, т.е. характерной (наиболее «богатой» или, наоборот, «бедной») части добываемой товарной руды (5÷15%), которая в этом случае направляется во временный склад и используется при необходимости для регулирования качественных параметров рудного потока карьера. Разработанный метод позволяет оперативно изменять качественные параметры рудного потока карьера, обеспечивая повышение эффективности использования минерально-сырьевых ресурсов в заданный период времени.

Усовершенствованная система непрерывного проектирования и планиро-

Таблица 1		
Рекомендуемая классификация складов по распределению содержаний		
Тип склада	Наличие анизотропии содержаний	Способ разработки забоя
I	Анизотропия содержаний имеется:	
1.1	– в горизонтальной плоскости;	Валовый
1.2	– в вертикальной плоскости	Селективный
II	Анизотропия содержаний отсутствует:	
2.1	– многоярусный склад при несогласном формировании ярусов по циклической технологии;	Селективный
2.2	– склад при формировании ярусов по поточной технологии	Валовый

вания открытых горных работ предусматривает определение условий наиболее полного использования ресурсного потенциала месторождения и подготовку материалов об экономически доступных запасах на текущий момент времени. Схема взаимосвязей вида кондиций с их функциональным назначением и приемами реализации приведена на рис. 4. Выемочный блок, выемочный участок, природно-технологическая зона, этап развития карьера, предельный выемочный контур карьера характеризованы определенными пространственными и временными границами. Определенность этих границ уменьшается по мере продвижения от границ выемочного блока к границам этапа развития карьера. На практике внутри текущего этапа развития карьера заранее создаются предпосылки для перехода к последующему этапу, в котором элементы текущего этапа развития продолжают существовать еще некоторое время. Субъективно при отработке запасов этапа в той или иной мере идет обеднение запасов в недрах, качество которых стремится к качеству запасов последующего этапа.

Оставление руды пониженного качества в границах текущего этапа влечет за собой смещение вре-

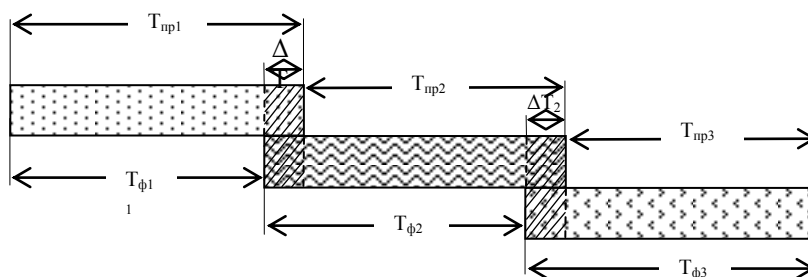


Рис. 5. Схема смещения границ этапов во времени в результате «обедняющего» эффекта от применения динамических кондиций: $T_{пр}$, $T_{ф}$, ΔT – соответственно, проектная, фактическая и совмещенная продолжительности этапов

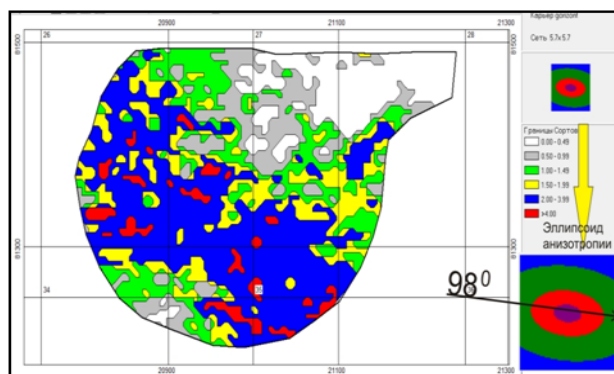


Рис. 6. Пример определения коэффициента анизотропии содержания золота в плане выемочной единицы

менных и пространственных границ в сторону ускорения перехода к последующему этапу (рис. 5). При этом оставление запасов руды не приводит к снижению степени извлечения запасов месторождения, поскольку их качественные характеристики по определению не могут быть ниже характеристик запасов последующего этапа. Следует также иметь в виду, что складские забалансовые запасы предыдущего этапа являются буфером при переходе к последующему этапу освоения месторождения, а доступность оставшихся запасов должна быть обеспечена. Смещение временных и пространственных границ в сторону ускорения перехода на пониженные кондиции касается не только этапов развития карьера, но и природно-технологических зон, выемочных участков и блоков.

Система непрерывного проектирования и планирования горных работ дополняется использованием эффекта анизотропии структурных параметров разрабатываемых горных массивов, для чего генеральное направление перемещения фронта горных работ ориентировалось параллельно, а выемочные блоки – перпендикулярно линии наибольшего коэффициента анизотропии. Данное усовершенствование системы непрерывного проектирования и планирования гор-

ных работ обеспечило минимизацию потерь при разработке горных массивов и облегчило применение динамических кондиций в реальных условиях (рис. 6). Исследованиями обоснована структура формирования и движения минерально-сырьевых потоков в системе «карьер-завод» (рис. 7). В отдельные грузопотоки выделяются сорта балансовой и забалансовой руды, вскрышных пород. Управление структурой формирования и движения минерально-сырьевых потоков в системе «карьер-завод» во времени позволяет компенсировать дефицит добываемой руды в карьере забалансовой рудой внешнего склада от предыдущего этапа освоения месторождения.

Руда из склада позволяет реализовывать в карьере стратегию регулирования интенсивности понижения горных работ в природно-технологических зонах. Для этого после отработки природно-технологической зоны до промежуточного контура на время выполнения вскрышных работ ведется добыча и отгрузка на завод забалансовой руды из внешнего склада. После окончания вскрышных работ рудная зона вновь интенсивно понижается до следующего промежуточного контура, что позволяет управлять сырьевыми ресурсами.

В качестве примера рассмотрены варианты набора плана до 2015 г. Варианты основываются на расчетной производительности карьера по выемке горной массы и достигаемых темпах понижения. Результаты расчетов показывают, что применение рекомендуемого варианта формирования рудного потока в зависимости от вовлечения в переработку руд добычи и руд отгружаемых с внешнего склада карьера обеспечивает увеличение отгрузки в пересчете на металл по сравнению с работой по проектному варианту и по сравнению с ТЭО-2009 в период 2011–2015 гг. Выполненными исследованиями для системы «карьер – завод» установлена граница рентабельной переработки минерального сырья техногенных образований в зависимости от содержания металла в руде и мировой цены реализации золота.

Таким образом, на основе выполненных исследований осуществлено решение актуальной научной задачи по разработке методов и выбору средств формирования рудного потока при совместной разработке месторождений природного и техногенного происхождения путем реализации усовершенствованной системы непрерывного проектирования и планирования открытых горных работ, внедрение результатов которой на объединенном карьере «Мурунтау–Мютенбай» продлевает время эффективной работы системы «карьер-завод» и обеспечивает получение суммарного экономического эффекта в размере ~2,5 млн. долл. США в год.

(Рекомендовано к публикации в Горном журнале № 8, 2013 г.)

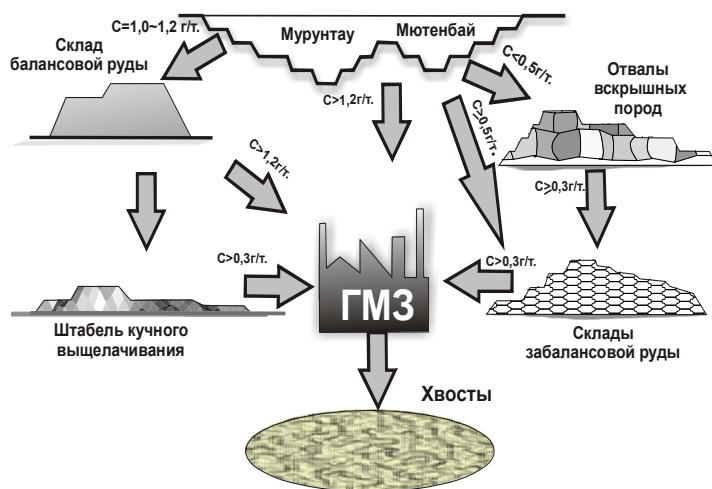


Рис. 7. Структура формирования и движения минерально-сырьевых потоков в системе «карьер – завод»

ВЛИЯНИЕ ПАРАМЕТРОВ ОСЕВОЙ ВОЗДУШНОЙ ПОЛОСТИ ТРАНШЕЙНЫХ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА В РАЗЛИЧНЫХ ГРУНТАХ НА РАЗМЕРЫ ВЫЕМКИ

Норов Ю.Д., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Уринов Ш.Р.**, доцент кафедры «Автоматизация и управление технологическими процессами и производством» НГГИ, канд. техн. наук; **Норов Ж.А.**, инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; **Эгамбердиев О.М.**, магистр НГГИ

Maqolada Orol dengizi akvatoriyasi kollektorli-sizdirish tarmog'ini qurish chog'idagi har xil turdagi tuproqli masivni portlatishda yalpi namlash va havo o'qli bo'shliqli portlatish moddasining handakli zaryadidan foydalanish yo'li orqali portlatib sochib yuborishi natijasida hosil bo'ladigan chuqur handaklarning kesimli o'lchamlarini o'zgartirishning parabolik bog'liqligi ko'rsatib o'tilgan

The article shows a parabolic dependence of the sectional dimensions of the recesses formed by the explosions at the release of the trench using explosive charge with an axial cavity and the air mass moisture in the explosion of different soil mass in the construction of drainage networks of the Aral Sea.

Проводились исследования по определению размеров профильного сечения выемки в зависимости параметров осевой воздушной полости траншейных

зарядов выброса в различных грунтах при строительстве коллекторно-дренажных сетей Акватории Аральского моря (рис. 1, табл. 1).

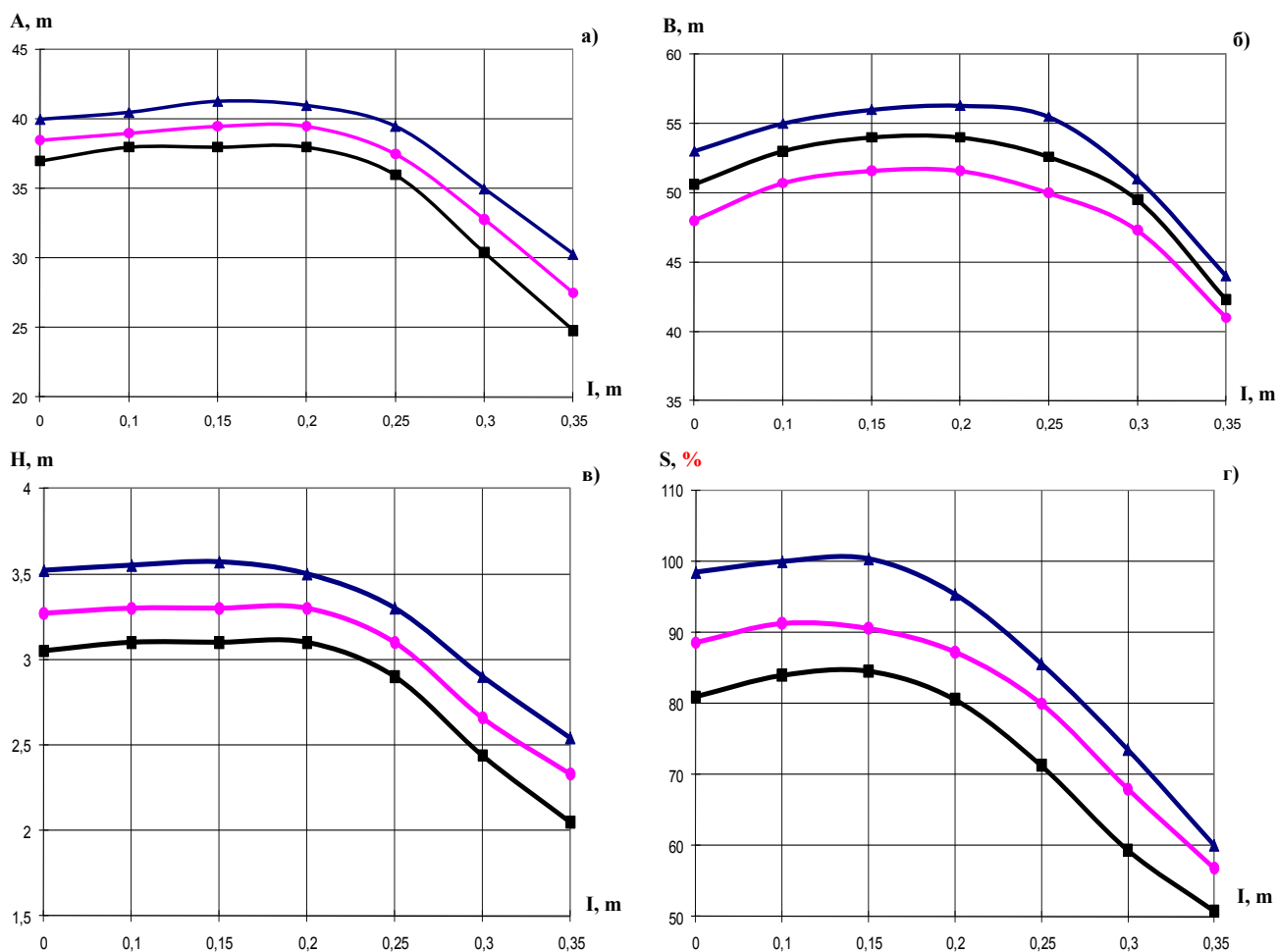


Рис. 1. Зависимость ширины сечения выемки по дну (а), ширины сечения выемки по верху (б), глубины сечения выемки (в) и площади сечения выемки (г) от ширины осевой воздушной полости траншейного заряда выброса и массовой влажности взрывающего массива: $\blacktriangle$ - 4,7%; $\bullet$ - 17,6%; $\blacksquare$ - 33,5%

Таблица 1

Результаты измерения величины размеров профильного сечения выемки

Номера опытных взрывов	Глубина выемки Н, м	Объем выемки, м³	Ширина осевой воздуш- ной поло- сти, м	Удельный расход ВВ q, kg/m³	Глубина выемки пос- ле взрыва Н, м	Ширина выемки после взрыва, м		Относительный объем выброса, %
						по дну А	по верху В	
Влажность 4,7%								
1	3,0	147	0	3,0	3,0	38	50	100
3	4,0	208	0	3,0	4,2	40	56	98
5	3,5	177	0,1	2,7	3,5	42	57	99
7	3,0	147	0,15	2,5	3,0	42	56	101
9	4,0	208	0,15	2,5	3,8	41	57	99
11	3,5	177	0,20	2,4	3,4	41	55	95
13	3,0	147	0,25	2,2	3,0	40	58	93
15	4,0	208	0,25	2,2	3,6	38	54	82
17	3,5	177	0,30	2,1	2,8	36	55	69
19	3,2	159	0,35	1,9	2,5	30	44	60
Влажность 17,6%								
1	3,0	147	0	3,0	3,0	36	48	86
3	4,0	208	0	3,0	3,3	39	54	94
5	3,5	177	0,1	2,7	3,3	39	53	92
7	3,0	147	0,15	2,5	3,0	39	54	92
9	4,0	208	0,15	2,5	3,5	40	54	90
11	3,5	177	0,20	2,4	3,4	39	53	82
13	3,0	147	0,25	2,2	3,0	36	54	92
15	4,0	208	0,25	2,2	3,3	38	52	71
17	3,5	177	0,30	2,1	2,6	33	51	70
19	3,2	159	0,35	1,9	2,3	27	42	57
Влажность 33,5%								
1	3,0	147	0	3,0	3,0	36	46	82
3	4,0	208	0	3,0	3,0	38	50	80
5	3,5	177	0,1	2,7	3,0	38	50	84
7	3,0	147	0,15	2,5	2,9	38	51	85
9	4,0	208	0,15	2,5	3,2	40	52	84
11	3,5	177	0,20	2,4	3,0	36	51	80
13	3,0	147	0,25	2,2	2,8	36	49	81
15	4,0	208	0,25	2,2	3,1	36	52	66
17	3,5	177	0,30	2,1	2,4	30	48	60
19	3,2	159	0,35	1,9	2,0	24	41	51

В геологическом строении трасса коллектора представлена грунтами: песок, глина и суглинок массовой влажностью в среднем соответственно 4,7; 17,6 и 33,5%, категория крепости вышеперечисленных грунтов составила I-IV группы по СНИП.

На рис. 1, а и 1, б приведены зависимости ширины сечения выемки по дну и верху от ширины осевой воздушной полости траншейного заряда выброса для различной массовой влажности грунтового массива.

Полученные закономерности характеризуются зависимостью параболического типа.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины осевой воздушной полости от 0

до 0,25 м происходит медленное уменьшение размеров ширины сечения выемок по дну и верху соответственно до 39 м и 56 м для относительно сухого песка влажностью 4,7%; 37 м и 53 м, для глинистых грунтов влажностью 17,6%; 36 м и 50 м и для суглинистых грунтов влажностью 33,5%.

Полученные зависимости также показывают, что при ширине осевой воздушной полости траншейного заряда выброса более 0,25 м величина размеров сечения выемок по дну и верху снижается соответственно до 35 м и 51 м для относительно сухого песка влажностью 4,7%; 33 м и 49 м, для глинистых грунтов влажностью 17,6%; 30 м и 47 м и для суглинистых грунтов влажностью 33,5%.

На рис. 1, в и 1, г приведены изменения глубины и площади поперечного сечения выемки от ширины осевой воздушной полости траншейного заряда выброса для различной массовой влажности грунтового массива. Полученные закономерности характеризуются зависимостью параболического типа.

Полученные зависимости показывают, что с увеличением ширины осевой воздушной полости от 0 до 0,20 м происходит медленное уменьшение глубины и площади поперечного сечения выемок соответственно 3,5 м и 95 м² для относительно сухого песка влажностью 4,7%; 3,3 м и 87 м² для глинистых грунтов влажностью 17,6%; 3,1 м и 81 м² для суглинистых грунтов влажностью 33,5%.

Полученные зависимости также показывают, что при ширине осевой воздушной полости траншейного заряда выброса более 0,20 м глубина и площади поперечного сечения выемок снижается соответственно до 3,3 м и 86 м² для относительно сухого песка влажностью 4,7%; 3,1 м и 80 м² для глинистых грунтов влажностью 17,6%; 2,9 м и 71 м² для суглинистых грунтов влажностью 33,5%.

Абсолютные значения размеров сечения выемки, образованной взрывами на выброс с использованием

траншейного заряда ВВ с осевой воздушной полостью для различной массовой влажности грунтового массива, приведены в табл. 1.

Таким образом, проведенные исследования позволяют установить параболическую зависимость изменения размеров сечения выемки, зависящую от ширины осевой воздушной полости траншейного заряда выброса и массовой влажности взрывающего грунтового массива.

Выводы:

1. Установлена параболическая зависимость изменения размеров сечения выемок, образованных взрывами на выброс с использованием траншейного заряда ВВ с осевой воздушной полостью и различной массовой влажностью взрывающего грунтового массива.

2. Исследованиями установлено, что с увеличением ширины осевой воздушной полости траншейного заряда выброса от 0,1 до 0,25 м размеры выемок принимают максимальные значения. Дальнейшее увеличение ширины осевой воздушной полости более 0,25 м способствует снижению размеров сечения выемок во всех исследованных массовой влажностью взрывающего грунтового массива.

УДК 622.235:662.2.03:662.216.1

© Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Саттаров У.Б. 2013 г.

РАЗРАБОТКА СОСТАВА И СПОСОБА ПОЛУЧЕНИЯ ТЕРМОСОДЕРЖАЩЕГО ВЕЩЕСТВА, ОБЛАДАЮЩЕГО ПОВЫШЕННЫМИ ДЕТОНАЦИОННЫМИ СВОЙСТВАМИ

Норов Ю.Д., начальник ЦНИЛ НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Заиров Ш.Ш.**, и.о. доцента кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук; **Саттаров У.Б.**, бакалавр НГГИ

Maqolada yuqori detonatsiya xususiyatiga ega bo'lgan portlatish moddasining tarkibini va usullarini ishlab chiqish haqidagi ma'lumotlar keltirilgan. Yuqori detonatsiya tezligiga ega bo'lgan portlatish moddasi maydalangan ammiakli selitra, uglevodorod yoqilg'isi va rezina kukinining aralashmasidan tashkil topgan bo'lib yaratilgan yangi tarkibli portlatish moddasi omborlarda uzoq saqlash va transportlar vositalarida xavfsiz tashish qobiliyatiga ega, hamda yuqori quvvatli portlatish moddasi hisoblanadi.

The authors of the article shows a new composition and method allow to receive thermo-containing the substance is safe for prolonged storage and transportation, having increased capacity of the explosion. Proposed by the authors of the composition of the thermo-containing the substance possesses a lower cost.

Известно, что важнейшей составной частью процесса добычи полезных ископаемых являются взрывные работы. Затраты на буровзрывные работы в общей стоимости единицы добываемой горной массы составляют порядка 25-35% [1]. В настоящее время и в перспективе взрыв остается наиболее экономически

выгодным средством разрушения и отделения горной массы от массива.

Использование энергии взрывчатых веществ (ВВ) на полезные формы работы до сих пор остается недостаточным. Так, по оценкам различных авторов [1-3] на полезную работу, которой считается дробление

определенного объема горной массы до заданной крупности, а в некоторых случаях и перемещение в заданном направлении, расходуется не более 10-12% потенциальной энергии. Очевидно, что повышение эффективности технологии производства взрывных работ является актуальной задачей, от решения которой зависит не только снижение себестоимости продукции, но и обеспечение требуемой технической и экологической безопасности. Кроме того, решение такой задачи зависит от технического уровня и параметров всех составляющих этого цикла, в первую очередь, от свойств и характеристик взрывчатых материалов (ВМ), способов ведения буровзрывных работ и от ряда других факторов, зависящих от горно-геологических и климатических условий. В результате проведенных исследований на карьерах НГМК разработаны состав и способ получения термостойкого вещества (ТВ) [4] с использованием компонентов из местного сырья, обладающего повышенной энергией взрыва, безопасного при хранении и транспортировке, пригодного к использованию в обводненных условиях. При данном способе дробленую и гранулированную аммиачную селитру, углеводородное горючее и дополнительно-активированный резиновый порошок перемешивают при следующем соотношении компонентов, масс. %: активированное жидкое углеводородное горючее - 3,5-6,5, дробленая аммиачная селитра - 30, активированный резиновый порошок - 2, гранулированная аммиачная селитра - 61,5-64,5.

При получении ТВ производят дробление аммиачной селитры, ее смешивание с гранулированной аммиачной селитрой, углеводородным горючим, резиновым порошком и их перемешивание до однородной массы. Добавку, в качестве которой дополнительно используют резиновый порошок, подвергают активации путем воздействия электромагнитного поля частотой 200-1000 Hz при плотности потока электронов $D=4,37 \cdot 10^{17}$ эл/м² s, при давлении 40-50 МПа и температуре 80-100°C. Использование в ТВ перечисленных компонентов в указанном соотношении позволяет придать ему стабильность и улучшенную восприимчивость инициирующему импульсу. Положительное влияние высокодисперсного резинового порошка обосновывается его высокой калорийностью (11000 cal/kg), температурой сгорания (1800-2100 °C), высокой адсорбционной способностью. Например, 1 kg высокодисперсного резинового порошка поглощает до 2 kg жидкого углеводородного горючего, при этом ВВ остается сыпучим и сохраняет стабильность и безопасность при хранении и транспортировке.

С другой стороны, жидкое углеводородное горючее, поглощенное резиновым порошком, под воздействием упругих сил резины находится под высоким давлением, достигающим $9,8 \cdot 10^4$ МПа. При таком давлении увеличивается мощность взрыва за счет повышения скорости детонации горючих веществ. Активация резинового порошка и других компонентов с прило-

жением высокого давления со сдвиговой деформацией и электромагнитного поля приводит к значительному высвобождению свободных радикалов и образованию активных центров, что, в свою очередь, также способствует повышению энергии и мощности взрыва.

Известно, что при сгорании резины образуется 44% твердых продуктов (углерод, сера, цинк и др.), 17,7% жидких горючих веществ и 26,2% газов (O₂, N₂, CO, CO₂, H₂, CH₄, C₂H₆, C₂H₄, C₃H₈, C₃H₆, C₄H₆, C₉H₁₀), которые сами по себе являются компонентами ТВ, теплота сгорания которых доходит до 50 MJ/m³ и которые значительно повышают работу взрыва.

В качестве порошка резины используют отработанные автомобильные или тракторные покрышки. В качестве жидкого углеводородного топлива могут быть использованы дизельное топливо, печное топливо, керосин, отработанные масла. Использование предлагаемого состава и способа позволяет получить ТВ безопасное при длительном хранении и транспортировке, обладающее при этом повышенными детонационными свойствами. Кроме того, предлагаемый состав ТВ обладает более низкой себестоимостью за счет замены дорогостоящей алюминиевой пудры резиновым порошком, полученным путем измельчения отработанных покрышек.

Разработанное ТВ возможно использовать в обводненных скважинах. В этом случае формирование заряда осуществляют с использованием водонепроницаемой оболочки из эластичного материала, например, тканевого рукава или рукава из цельнотянутой многослойной полимерной, типа полиамид-полиэтилен, пленки. Указанный рукав в виде гофрированной оболочки, имеющей в развернутом виде длину не менее глубины заряжаемой скважины, надевают на зарядный шланг смесительно-зарядной машины (СЗМ) и закрепляют на шланге верхний конец оболочки. Нижний конец оболочки заглушают и в таком виде зарядный шланг подают на забой скважины на всю ее глубину. Поскольку гофрированная оболочка, закрепленная на зарядном шланге СЗМ, значительно увеличивает наружный диаметр зарядного шланга, необходимым условием беспрепятственного спуска шланга на забой скважины является превышение диаметра пробуренной скважины по отношению к диаметру заряда не менее чем в два раза.

После достижения концом зарядного шланга забоя скважины производят подачу ТВ внутрь оболочки, которая при заполнении расширяется. Одновременно с заполнением оболочки производят подъем шланга путем его наматывания на барабан СЗМ. Предпочтительно при этом выдерживать скорость подъема согласованной со скоростью заполнения оболочки. Это обеспечивает равномерное заполнение оболочки ТВ, отсутствие пережимов и перегибов оболочки в скважине. После заполнения оболочки ТВ в необходимом количестве и подъема зарядного шланга из скважины закрепленный конец оболочки снимают со шланга и

заглушают его. Описанный способ заряджания позволяет механизировать процесс заряджания скважин одного диаметра зарядами ТВ различного веса с использованием одного и того же оборудования.

Для исключения отказов при проведении взрывов зарядов уменьшенного диаметра, а также для обеспечения максимального энерговыделения при взрыве заряда необходимо соблюдать условие:

$$d_{зар} > 2d_{кр},$$

где $d_{зар}$ – диаметр заряда ТВ, мм;

$d_{кр}$ – критический диаметр детонации ТВ, мм.

Критический диаметр детонации зависит от относительной плотности ТВ ($\rho_{отн}$), которая, в свою очередь, зависит от гидростатического давления, т.е. от расстояния (Н) от забоя скважины до дневной поверхности. С учетом вышесказанного необходимо провести дополнительную проверку возможности применения на взрывааемых скважинах ТВ.

С этой целью первоначально определяют максимальную возможную плотность ВВ конкретного химического состава, т.е. удельный вес (ρ_{max}). Затем задается значение начальной плотности ТВ, т.е. плотность при атмосферном давлении (ρ^0). После этого рассчитывается начальная относительная плотность

$$ТВ (\rho^0_{отн} = \rho^0 / \rho_{max}).$$

При наклонных скважинах с учетом угла наклона скважины рассчитывается значение относительной плотности ТВ на глубине Н, м ($\rho^H_{отн}$):

$$\rho^H_{отн} = \rho^0_{отн} H^{0,25642(1-\rho_{отн})}.$$

Используя полученное значение $\rho^H_{отн}$, рассчитывают величину критического диаметра детонации, $d^H_{кр}$, мм, ТВ, находящегося на забое скважины, по формуле:

$$d^H_{кр} = 5,18 + \exp[-14,051 + 52,235 \rho^H_{отн}], \text{ мм.}$$

С учетом полученной величины $d^H_{кр}$ выбирают диаметр шлангового заряда, который должен соответствовать вышеприведенным условиям. Если возникает необходимость в изменении диаметра заряда, расчет повторяется для другого значения ρ^0 . В случае, если скважина является обводненной и угол ее наклона превышает 45° , необходимо, чтобы средняя плотность заряда превышала плотность воды для исключения всплытия заряда.

Таким образом, разработанный новый состав и способ позволяют получить ТВ безопасное при длительном хранении и транспортировке, обладающее увеличенной мощностью взрыва. Предложенный состав ТВ обладает более низкой себестоимостью.

Список литературы:

1. Бирик И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. – Ташкент: Фан, 2008. – 400 с.
2. Кутузов Б.Н. Методы ведения взрывных работ. Ч. 1. Разрушение горных пород взрывом. – М.: изд. «Горная книга», 2007. – 471 с.
3. Норов Ю.Д., Шеметов П.А. Буровзрывные работы. – Навои: НГГИ, 2006. – 412 с.
4. Состав и способ получения термосодержащего вещества / Шеметов П.А., Сытенков В.Н., Норов Ю.Д., Снитка Н.П., Заиров Ш.Ш., Максумов А.М., Исломов А.Н. // Патент на изобретение №1AP20090302. Зар. в гос. реестре изобр. Респ. Узб. 07.10.2009 г. Оpubл. в Бюлл. изобр. – №4, 2011. – С. 16-17.

УДК 622.772

© Насиров У.Ф., Назаров З.С., Норов Ж.А., Амиркулов Ф.Ш. 2013 г.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ ПРОЦЕССА КУЧНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ В РУДНОМ ШТАБЕЛЕ

Насиров У.Ф., профессор кафедры «Горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Назаров З.С.**, начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; **Норов Ж.А.**, инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; **Амиркулов Ф.Ш.**, магистр НГГИ

Ishqorlanayotgan aralashmani ishqorlanish samaradorligini oshirish imkonini beradigan va ishqorlanayotgan aralashmaning zaharlovchi bug'lar bilan atmosfera havosini zaharlanishni kamaytirishning usullari taklif qilingan. Ma'dan maydalanganidan keyin bo'lakchalarga bo'linadi, uni to'kib borish esa rudaning yirikligini pastki qatlamdan yuqori qatlamlar bo'yicha bir xil turdagi va qiyalik bilan amalga oshiriladi. Qatlamni to'kib yuborish vaqtida qatlam tashikli geotekstilli metallar bilan ajratib boriladi, tayyorlanayotgan qatlam janub tomonga qarab ancha kengroq joylashtiriladi.

Proposed a way to improve efficiency and reduce leaching of pollution of atmospheric air toxic vapors leaching solution. After crushing the ore is separated into fractions, and landfilling it is inclined and homogeneous fractions for the layers, reducing size of the ore from the lower to the upper layer. When the layers are separated by a perforated dumping geotextile material scrap pile orient the wider side to the south.

Наиболее эффективными связующими элементами при применении технологии окомкования являются известь и портландцемент с совместным использованием различных высокомолекулярных поверхностно-активных добавок как синтетических, так и природного происхождения, улучшающих фильтрационные и прочностные характеристики получаемых окатышей. Несмотря на высокую эффективность, способ агломерации как с применением ПАВ, так и без является весьма материалоёмким и дорогостоящим. Существуют и другие нетрадиционные методы интенсификации процесса выщелачивания штабеля низкопроницаемых глинисто-шламистых руд.

Известен способ [1-3] кучного выщелачивания руд, позволяющий избежать кольтматацию нижней части штабеля. Данный способ характеризуется высокой эффективностью процесса выщелачивания и низкими эксплуатационными затратами из-за исключения дорогостоящего материала в процессе агломерирования на стадии рудоподготовки.

Результат достигается тем, что в способе кучного выщелачивания руд, включающем дробление руды, отсыпку штабеля, орошение штабеля выщелачивающим раствором, после дробления руду разделяют на фракции, а отсыпку руды осуществляют однородными по фракциям слоями, уменьшая крупность руды от нижнего слоя к верхнему. Кроме того, отсыпку руды осуществляют наклонными слоями с разделением слоев перфорированным геотекстильным материалом, при отсыпке штабель ориентируют более широкой стороной на юг.

Орошение штабеля выщелачивающимся раствором осуществляют под водорастворонепроницаемой светопрозрачной пленкой, при этом в зимний период поверх пленки размещают искусственный теплоизолятор. Отсыпка дробленной фракционированной руды в штабель однородными по фракциям слоями с уменьшением крупности руды от нижнего слоя к верхнему позволяет увеличить скорость выщелачивания и полноту извлечения металла за счет того, что нижележащие слои руды не кольтматуются глинистыми и тонкими шламовыми частицами, поступающими из верхних слоев при сегрегации во время отсыпки и суффозии при орошении, так как по структуре имеют более крупные поры, создающие возможность вымывания глинистых и тонких шламовых частиц через боковые поверхности рудного штабеля. Кроме того, при отсыпке дробленной руды наклонными слоями с разделением слоев перфорированным геотекстильным материалом практически полностью исключается суффозия глинистых и шламовых частиц из верхних слоев в нижние и обеспечивает равномерность распределения выщелачивающего раствора по всем слоям рудного штабеля. Наклон слоев от центра к боковой поверхности ускоряет вынос (вымывание) глинистых и шламовых частиц через боковую поверхность отвала. Отсыпка штабеля с ориентацией широкой части на юг с орошением руды

раствором под пленкой позволяет повысить температуру раствора за счет поглощения проникающей под пленку солнечной радиации, полностью ликвидировать затраты энергии на испарение и уменьшить затраты энергии на конвективный теплообмен с наружным воздухом и на длинноволновое излучение поверхности орошаемого отвала. В целом повышение температуры зависит от времени года, суток, потока солнечной радиации и климатических факторов и составляет от 5 до 15 °С.

Такое повышение температуры раствора позволяет значительно ускорить растворение и выщелачивание металла из руды, существенно повысить его извлечение. Кроме того, за счет исключения потерь выщелачивающего раствора испарением повышаются концентрация реагента в руде и скорость выщелачивания, а также уменьшается загрязнение атмосферного воздуха токсичными парами выщелачивающего раствора.

Применение в зимний период поверх пленки геотекстильного материала из растворонепроницаемой светопрозрачной пленки позволяет вести круглогодичное выщелачивание, особенно в районах с суровым климатом.

При рудоподготовке на дробильно-сортировочной установке добытую руду дробят и разделяют на фракции - обычно по классам (-5,0) mm, (+5)...(-10) mm, (+10)...(-15) mm и (+15)...(-20) mm. Отсыпка дробленной фракционированной руды в штабель ведется в следующем порядке: в нижний слой штабеля отсыпают руду фракции (+15)...(-20) mm, затем в вышерасположенный слой отсыпают руду менее крупной фракции (+10)...(-15) mm и т. д. до верхнего слоя, в который отсыпают самую мелкую фракцию (-5,0) mm.

При отсыпке руды в такой последовательности часть мелких глинистых и шламовых частиц проникает из мелкопористых верхних слоев руды в нижние крупнопористые слои руды.

На поверхности верхнего слоя размещают систему орошения и питания руды выщелачивающим раствором в виде распределительных трубопроводов и питателей - эмиттеров.

При орошении выщелачивающим раствором шламовые частицы вымываются из верхних слоев в нижние и под действием динамического давления выносятся через боковые поверхности штабеля руды, в результате этого предотвращается кольтматация руды в массиве штабеля и повышается ее проницаемость для выщелачивающего раствора, ускоряется процесс выщелачивания металла и повышается полнота его извлечения в продуктивный раствор. Продуктивный раствор поступает в коллекторы и после очистки его от глинистых частиц фильтрованием направляется в сорбционные аппараты для извлечения металла.

При отсыпке руды в штабель наклонными слоями вначале создают известными способами наклонное

основание штабеля из противофильтрационных и дренажных слоев таким образом, чтобы основания штабеля имели углы наклона 5-8° от осевой линии к внешней боковой поверхности штабеля. Затем под такими же углами отсыпают нижний слой руды крупной фракции, на который укладывают перфорированную полимерную пленку, поверх которой отсыпают слой руды менее крупной фракции и т. д. до верхнего слоя.

Разделение фракционированной руды на наклонные слои и укладка между слоями перфорированной полимерной пленки предотвращает вынос (вымывание) глинистых и шламовых частиц из верх-

них слоев в нижние, обеспечивает их вынос по наклонному слою к боковой поверхности штабеля и в то же время создает хорошие условия для равномерного просачивания раствора в нижележащие слои, в результате чего повышается интенсивность выщелачивания металла и полнота его извлечения в продуктивный раствор.

Таким образом, предложенный способ позволяет повысить эффективность кучного выщелачивания. Дальнейшее повышение эффективности технологии кучного выщелачивания возможно за счет продления продолжительности выщелачивания с переходом на круглогодовой процесс.

Список литературы:

1. Патент РФ № 2283879 МПК C22B 3/04, G22B111/001 Способ кучного выщелачивания руд. Рашкин А.В., Авдеев И.Б., Резник Ю. Н., Шумилова Л. В., Яшкин И. А.; заявитель и патентообладатель Читинский гос. ун-т. - № 2004133306/02; заявл. 15.11.2004; опубл. 20109:2006.- Бюл. № 26.
2. Шумилова Л. В. Влияние конструктивных особенностей площадок кучного выщелачивания на повышение эффективности и экологической безопасности геотехнологии / Л. В. Шумилова, И. А. Яшкин // Четвертая научно-техническая конференция Горного института. - Чита: ЧитГТУ, 2003.-С. 18-20.
3. Яшкин И. А. Повышение эффективности и экологической безопасности технологии кучного выщелачивания руд // Молодежь Забайкалья: творчество и прогресс. - Международная молодежная научная конференция. - Чита, 2004. - С. 68-71.

УДК 622.245.5:631.432.3

© Насиров У.Ф., Аликулов Ш.Ш., Амикулов К.С., Абдуалимова Ю.А. 2013 г.

ВОДОПРОНИЦАЕМОСТЬ ПОРОД В ПРОЦЕССАХ КОЛЬМАТАЦИИ ПРИСКВАЖИННОЙ ЗОНЫ

Насиров У.Ф., профессор кафедры «Горное дело» ТашГТУ, докт. техн. наук; **Аликулов Ш.Ш.**, ассистент кафедры «РРМ» НГГИ; **Амикулов К.С.**, магистр НГГИ; **Абдуалимова Ю.А.**, ассистент кафедры «Горное дело» НГГИ

Ma'danlarning suv o'tkazuvchanligiga bog'liq holda quduqlarning ishlab chiqarilishining kamayishini oldini olishning imkonini J:T ko'rsatkichidan so'rib olinadigan quduqlarning solishtirma o'tkazuvchanligiga bog'liqligi aniqlangan. Filtrlash koeffitsenti va alevropolitning mahsulotli qatlamli jinslaridagi tarkibi o'rtasidagi bog'liqlik aniqlab berilgan.

The dependences of the specific pick-injection wells on the value of L: S, predicting the decline in the productivity of wells, depending on the permeability of ore. The dependence between the content of the rocks of the reservoir aleuropelites and permeability.

Для проведения исследований по выявлению зависимости снижения водопроницаемости пород продуктивного горизонта от фильтрационных показателей и химического состава выщелачивающих растворов на месторождении «Тохумбет» был выбран блок, природные (геологические) показатели которого соответствовали средним по месторождению.

Экспериментальный блок состоял из четырех откачных и 11 нагнетательных скважин. Геометрические границы ячеек и расположение скважин соответствовали морфологическим границам рудных тел, околнуренных по содержанию урана в интервале 0,04 – 0,05%. Средняя мощность про-

дуктивного горизонта составила 10,5 m. Блок расположен в периферийной части месторождения, на границе выклинивания.

Схема расположения технологических скважин в ячейках опытного блока пятискважинная – 4 нагнетательных с откачной скважиной в центре, наиболее часто применяемая на месторождениях Республики Узбекистан.

Такие схемы нашли широкое применение при отработке рудных залежей с относительно невысокими фильтрационными параметрами пород продуктивного пласта (K_f ; K_m).

Фильтрационные сетки для различных ячеек схем расположения скважин с параметрами

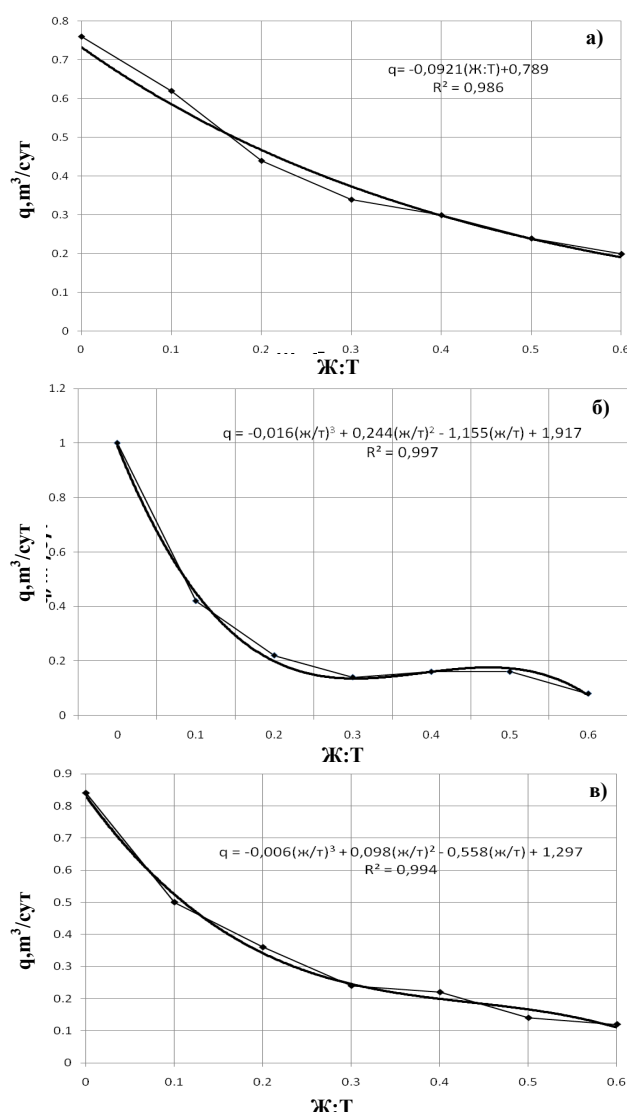


Рис. 1. Зависимость удельного расхода (q) от величины Ж:Т по опытным нагнетательным скважинам

от четырех до гексагональных нашли широкое применение на урановых месторождениях Казахстана.

Показано [1], что ячеистые схемы расположения технологических скважин обеспечивают радиальное движение растворов между скважинами. Такой гидродинамический режим является, несомненно, положительным фактором в условиях постоянно меняющихся геологических и гидрогеологических параметров рудной залежи. Уменьшение или возрастание последних позволяет менять геометрические параметры (расстояния между технологическими скважинами) на основе результатов эксплуатационной разведки.

В работах [2, 3] показано, что наибольшая степень гидродинамической проработки в площади пород продуктивного горизонта наблюдается при работе шестигранной (семискважинной) ячейки. Площадь проработки (охвата) пород выщелачива-

ющими растворами составляет 80 и более процентов. Наименьшая площадь проработки выявлена у трехгранной (четырёхскважинной) ячейки расположения скважин – 57 и менее процентов.

Однако преимущество гидродинамического режима при эксплуатации гексагональной схемы расположения технологических скважин существенно снижается за счет увеличения затрат в процессе оборудования (обвязки) их и подключения к коммуникациям.

Сложности возникают и в процессе применения методов интенсификации – реверсирования выщелачивающих растворов на заключительной стадии ПВ.

Выбор расположения опытного блока обусловлен также тем, что необходимо было оценить влияние кольтатации на породы с различной величиной фильтрационных показателей K_f и K_m .

В блоке были выбраны скважины, в которых средние величины коэффициентов фильтрации составляли: $K_f \leq 2,5$ м/сут (скв. 10-5-3); $2,5 > K_f < 5$ м/сут (скв. 10-5-9) и $K_f \geq 5$ м/сут (скв. 10-5-11). Содержание урана (С) и мощность продуктивного горизонта (М) по скважинам составляли:

- скв. 10-5-3, С = 0,052%, М = 10,4 м;
- скв. 10-5-9, С = 0,046%, М = 10,6 м;
- скв. 10-5-11, С = 0,045%, М = 10,4 м.

Глубина залегания продуктивного пласта – 147 м. Продолжительность эксперимента определялась временем достижения величины Ж : Т - 0,6 м³/т.

Чтобы исключить влияние нагнетательных и откачных скважин соседних ячеек на работу опытных скважин, данный эксперимент проводился только на ячейке с откачной скважиной 10-5-2. До подачи рабочих растворов было проведено нагнетание пластовой воды в скважины – 10-5-3; 10-5-9 и 10-5-11 для определения начальных удельных значений (q) производительности (дебитов) скважин, которые составили:

- скв. 10-5-3, $q = 0,76$ м³/сут м;
- скв. 10-5-11, $q = 1,0$ м³/сут м.

Исходя из средней мощности рудного пласта – 10,5 м и среднего удельного дебита - 0,85 м³/сут м, начальный дебит каждой из нагнетательной

Таблица 1

Зависимость удельного расхода(q) от величины Ж:Т

Ж:Т	0	0,1	0,2	0,3	0,4	0,5	0,6
$K_f \geq 5$ м/д							
q	0,76	0,62	0,44	0,34	0,3	0,24	0,2
$2,5 > K_f < 5$ м/д							
q	1,0	0,42	0,22	0,14	0,16	0,16	0,08
$K_f \leq 2,5$ м/д							
q	0,84	0,5	0,36	0,24	0,22	0,14	0,12

скважины составлял: $0,85 \text{ м}^3/\text{сут м} \times 10,5 \text{ м} = 8,7 \text{ м}^3/\text{сут}$.

Таким образом, на начальной стадии эксперимента в ячейку опытного блока подавали $34,8 \text{ м}^3/\text{сут}$ выщелачивающих растворов.

Параметры опытной ячейки: площадь – 375 м^2 , мощность рудного пласта – $10,5 \text{ м}$, объем рудной массы – $3937,5 \text{ м}^3$, плотность пород – $2,3 \text{ м}^3/\text{т}$, вес рудной массы – $9056,3 \text{ т}$.

На заключительной стадии опытных работ удельная производительность скважин составила:

- скв. 10-5-3, $q = 0,20 \text{ м}^3/\text{сут м}$;
- скв. 10-5-9, $q = 0,12 \text{ м}^3/\text{сут м}$;
- скв. 10-5-11, $q = 0,08 \text{ м}^3/\text{сут м}$,

т.е. уменьшилась, соответственно, в 3,8; 7,0 и 12,5 раза.

Таким образом, на заключительной стадии эксперимента средняя величина q составила $0,13 \text{ м}^3/\text{сут м}$, а средний дебит каждой из скважин – $1,365 \text{ м}^3/\text{сут}$, т. е. уменьшился в среднем в 6,37 раза.

Продолжительность опытных работ составила около 7 мес., при этом было достигнуто значение $Ж : Т$, равное $0,6 \text{ м}^3/\text{т}$.

В процессе эксперимента контролировали величины дебитов нагнетательных скважин, а дебит откачной скважины изменялся (снижался) в зависимости от снижения суммарной производительности подающих скважин.

Такой гидродинамический режим обеспечивал максимальную проработку рудного пласта выщелачивающими растворами. До минимума сокращался объем фильтрации растворов за геометрические границы ячейки, и минимизировалась степень разбавления продуктивных растворов законтурными пластовыми водами.

Равенство величин откачиваемых и подающих растворов – одно из основных условий поддержания гидродинамических параметров на эффективном уровне: скорость фильтрации, гидравлический градиент, равномерность распределения потока раствора по линиям тока гидродинамической сетки; одновременность достижения растворами откачных скважин и формирование равнозначных значений $Ж:Т$ в плане и разрезе продуктивного пласта [4].

Величины значений q и $Ж : Т$ по каждой опытной нагнетательной скважине приведены в табл. 1 и на графиках $q = f(Ж : Т)$ (рис. 1, а-в).

Одновременно с выделением рудных интервалов по величинам значений $К_ф$ оценивалось влияние на гидравлическую проводимость содержание в литологических разностях пород примесей алевропелитов.

Из геологии генезиса месторождений урана известно, что, в основном, урановая минерализация эпигенетических месторождений зон пластового окисления связана с геохимическими барье-

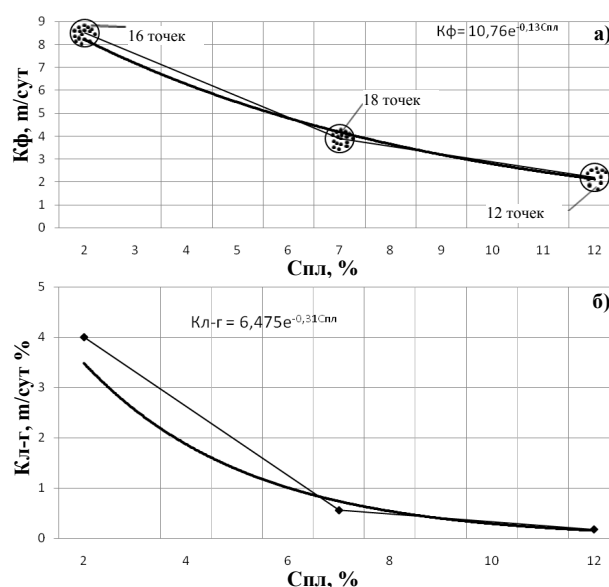


Рис. 2. Зависимость коэффициента фильтрации (а) и литолого-гидравлической проводимости (б) от содержания алевропелитовых частиц, $К_{л-г} = f(C_{пл})$

рами – восстановителями глинистого цемента, наличие которых является одним из главных поисковых признаков [5, 6]. Исходя из таких условий, присутствие в породном массиве алевропелитовых частиц, включающих сульфидные, карбонатные или органические соединения, непосредственно контролируют формирование повышенных содержаний урана.

Таким образом, необходимо, наряду с присутствием восстановителей в зоне выпадения низковалентных соединений урана с пониженным кислородным коэффициентом 2,4 – 2,2, оценивать и наличие алевропелитового цемента, характеризующегося повышенной удельной поверхностью слагающих частиц, увеличивающей их сорбционные свойства, и одновременно определяющего фильтрационные свойства рудного массива.

В процессе сооружения технологических скважин экспериментальной ячейки опытного блока рудный интервал бурился с полным (максимальным) отбором керна. Данный керновый материал использовался в лабораторных условиях для определения значений $К_ф$ и содержания примесей алевропелитов. Определение этих параметров проводилось по стандартным методикам, применяемым в гидрогеологии и инженерной геологии [7].

Таким образом, из 4-х скважин было отобрано 46 образцов керна, по 10 – 12 образцов из каждой скважины. В среднем, по одному образцу из рудного интервала мощностью $\approx 1 \text{ м}$.

В основе отбора использовался визуальный метод после зачистки поверхности столбика керна от бурового раствора. В лаборатории опытный образец разделялся на 2 части: одна часть ис-

пользовалась для определения величины коэффициента фильтрации, другая для определения содержания алевропелитов – тонкого, глинистого связующего материала.

Определение значений K_f проводилось в лабораторных приборах КФЗ (Знаменского), обойма которого заполнялась исследуемым материалом путем вдавливания ее в столбик керна по напластованию литологических разностей.

Песчаные разности без видимого содержания алевропелитов – рыхлые несвязанные литологические образования размещали в обойме фильтрационного прибора путем периодического поинтервального уплотнения с максимальным усилием.

Полученные 46 значений K_f были сгруппированы по трем интервалам. При выборе граничных значений интервалов K_f исходили из равнозначной представительности каждого из полученных значений коэффициентов фильтрации.

Так, количество образцов в интервале 1 - $K_f \leq 2,5$ м/сут составило 16 шт.; в интервале 2 - $2,5 < K_f < 5$ м/сут - 18 шт.; в интервале 3 - $K_f \geq 5$ м/сут - 12 шт. Среднее значение K_f для: интервала 1 – 2,2 м/сут; интервала 2 – 3,9 м/сут; интервала 3 – 8,5 м/сут, максимальное значение – 11,3 м/сут.

Содержание алевропелитов определялось по второй части керна материала в объемах выделенных значений K_f 3-х интервалов:

- интервал 1 - содержание алевропелитов более 9,5%, максимальное значение – 18,5%, среднее значение – 12,5%;

- интервал 2 – содержание алевропелитов в интервале менее 9,5% и более 5 5,3%, среднее значение – 7,0%;

- интервал 3 – содержание алевропелитов менее 5,3%, среднее значение – 2,1%.

Такой методический подход к оценке водопроницаемости пород продуктивного пласта позволил выделить гидродинамический параметр, характеризующий одновременно литологические и фильтрационные свойства: литолого-гидравлическую проводимость.

Введем коэффициент $K_{л-г}$, характеризующий гидравлическую проводимость пород рудного пласта в зависимости от содержания алевропелитов, выраженное в %. Разделив величину K_f на

содержание алевропелитов ($C_{пл}$), получим удельное значение проводимости на 1% алевропелитов.

Тогда для выделенных интервалов получим следующие значения литолого-гидравлической проводимости:

- интервал 1 - $K_{л-г} = K_f / C_{пл} = 2,2 / 12,5 = 0,18$ м/сут %;

- интервал 2 - $K_{л-г} = 0,056$ м/сут %;

- интервал 3 - $K_{л-г} = 4,0$ м/сут %.

Коэффициент литолого-гидравлической проводимости – интегральная величина, характеризующая удельное значение коэффициента фильтрации пород в зависимости от содержания алевропелитов.

Выявленные в процессе исследований зависимости между удельной приемистостью (q) скважин и значениями показателя Ж : Т (временной параметр) для каждого из установленных и рассчитанных средних значений K_f , свидетельствуют, что более интенсивно процесс кольтатации проявляется в литологических разностях с высокой гидравлической проводимостью ($K_f > 5$ м/сут).

Выделение интервалов с различной гидравлической проводимостью основывалось на определении в составе песчаных литологий примесей алевропелитов. Необходимо отметить, что значения содержаний примесей алевропелитов и величины K_f приведены средними при статистической обработке. Сравнивая величины $K_{л-г}$ различных интервалов значений K_f можно прогнозировать изменение производительности скважин во времени, используя выявленные зависимости, представленные на рис. 2.

Выводы:

1. Выявленные зависимости удельной приемистости нагнетательных скважин (q) от величины Ж:Т позволяют прогнозировать снижение производительности скважин в зависимости от водопроницаемости руд.

2. Установлена зависимость между содержанием в породах продуктивного пласта алевропелитов и коэффициентами фильтрации, что позволило комплексно оценить коллекторские свойства рудного пласта и ввести понятие о коэффициенте литолого-гидравлической проводимости.

Список литературы:

1. Языков В.Г., Забазанов В.Л., Н.Н.Петров и др. Геотехнология урана на месторождениях Казахстана. Алматы, 2001.
2. Грабовников В.А. Геотехнологические исследования при разведке металлов. М., Недра, 1983, 120с.
3. Каше М.Н. Исследование гидродинамического и гидрохимического режимов процессов подземного выщелачивания для определения технологических параметров Автореферат канд. диссерт.-М. МГРИ, 1974.
4. Малухин Н.Г., Маркелов С.В., Аликулов Ш.Ш. « Обоснование рациональной области применения технологии подземного выщелачивания глинистых урановых руд » . Горный информационно-аналитический бюллетень. №10 2011 с 220-224.
5. Скрипка С.В. «Простая» геотехнология месторождения Лявлякан. Горный вестник Узбекистана, № 4, 2003, - 83-84.
6. Языков В.Г., Забазанов В.Л., Н.Н.Петров и др. Геотехнология урана на месторождениях Казахстана. Алматы, 2001.
7. Толстов Е.А. Физико-химические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе.- М.: Издательство Московского государственного горного университета, 1999.-314 С.

ПОВЫШЕНИЕ ЭФФЕКТИВНОСТИ РАБОТЫ ОТДЕЛЕНИЯ ДРОБЛЕНИЯ И ИЗМЕЛЬЧЕНИЯ ЗОЛОТОИЗВЛЕКАТЕЛЬНОЙ ФАБРИКИ

Воробьев А.Е., зав. кафедрой «Нефтяное и горное дело» РУДН, докт. техн. наук, профессор; **Аникин А.В.**, зав. отделом Газпромбанка

Gravitatsiya-sorbsiya usuli qattiq kon jinsida joylashgan ingichka dispersiyalangan oltin zarrachalarini birinchi mar-ta Muruntau koniga qarashli oltin ajratib olish fabrikasida qullangan. Taklif etilgan texnologiya oltin ajratib olish texnologik zanjirida keng qo'llanilib birnecha har xil tiptagi klassifikatorlarni talab etadi. Taklif etilgan kompleks tad-birlar rudani qayta ishlash sharoitida oltin ajratib olish darajasini oshiradi.

Gravitationally-sorption technology of processing of rock ore with тонкодисперсным gold was first introduced on золоизвлекательной factory of Muruntau Deposit. The proposed technology allows the mandatory presence in the tech-nological chain of processing of gold ore multiple classifiers of different types. Implementation of complex of measures would increase the degree of gold extraction from the ore being processed.

Предлагаемый широкий комплекс организацион-ных мероприятий в отделении дробления и измельче-ния российской золотоизвлекательной фабрики (ЗИФ) ЗАО «Васильевский рудник» (табл. 1), касаю-щийся технологических линий и оборудования, поз-воляет увеличить степень извлечения золота из пере-рабатываемых руд (в настоящее время не превышает 30%).

На ЗИФ применена стандартная технологическая схема дробления золотосодержащей руды в дробилке СМД (рис. 1, а) с последующим самоизмельчением образуемых измельченных продуктов в мельнице ММС (рис. 1, б), а также их дополнительным доиз-мельчением в МШР и дальнейшей классификацией измельченных руд (материала) на спиральных клас-сификаторах и гидроциклонах с получением пром-продуктов, обогащенных золотом.

Работа отделения дробления и измельчения (при проектной производительности до 900 t золотосодер-жащей руды в сутки) позволяет получать выход гото-вого класса до 90%: с возможным резким его умень-шением до 82-85% (при увеличении производитель-ности по исходному сырью до 110 t в час, а также при серьезном увеличении содержания в шихте более крепких руд).

Однако такое увеличение производительности работы этого отделения в ущерб качеству его работы недопустимо, т.к. одновременно происходит сниже-ние извлечения золота и увеличение себестоимости его получения.

Исследования, проведенные в ИРГИРЕДМЕТ и ТОМС, показывают практически прямую зависи-мость степени извлечения золота от качества измель-чения золотосодержащей руды [1-6]. Так, наиболее высокие показатели достигаются при выходе готово-го класса 94-96% (рис. 2).

Таких высоких показателей можно добиться толь-ко при комплексном подходе, применяя современное

высокопроизводительное оборудование и инноваци-онные технологии, в частности, за счет внедрения высокочастотных грохотов корпорации Derrick, си-стем «насос - гидроциклон» ФГУП «Турбонасос», аналогичных систем фирмы Engineering Dobersek, перевод мельницы ММС в МПСИ, а также предвари-тельным дроблением руды до класса +15+20 mm и т.д. Однако внедрение этих систем (в силу их дорого-визны) должно производиться только после деталь-ных технико-экономических расчётов, получаемых в результате эффекта.

Возможным резервом по дальнейшему увеличению производительности и качества работы отделения в насто-ящее время является выполнение ряда мероприятий, не требующих больших сил и затрат на их внедрение.

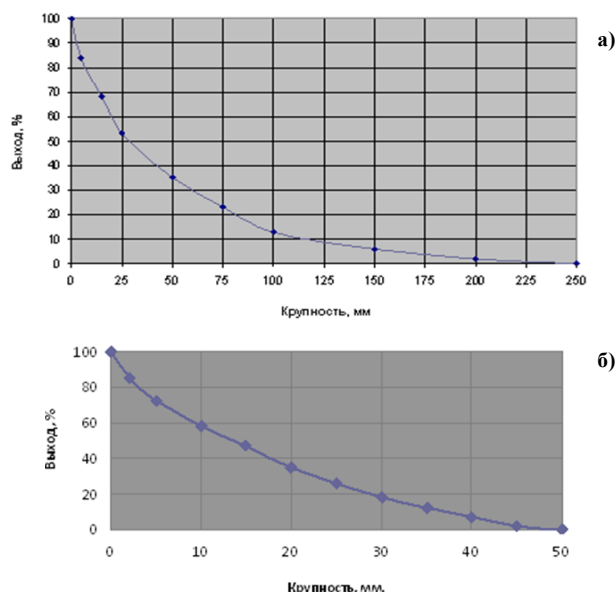


Рис. 1. Гранулометрический состав разгрузки дробилки первой стадии (а) и второй стадии (б)

Таблица 1

Организационные мероприятия			Таблица 1																	
Технология, узел	Организационная мера	Эффективность мероприятия																		
Дробление руды	Оптимизация размеров и соотношение шаров мельницы	<table><caption>Данные для графика: Эффективность (%) vs. Время (сут.)</caption><thead><tr><th>Время (сут.)</th><th>Ряд 1 (%)</th><th>Ряд 2 (%)</th></tr></thead><tbody><tr><td>0</td><td>40</td><td>80</td></tr><tr><td>25</td><td>20</td><td>40</td></tr><tr><td>50</td><td>10</td><td>20</td></tr><tr><td>75</td><td>5</td><td>10</td></tr><tr><td>100</td><td>2</td><td>5</td></tr></tbody></table>	Время (сут.)	Ряд 1 (%)	Ряд 2 (%)	0	40	80	25	20	40	50	10	20	75	5	10	100	2	5
Время (сут.)	Ряд 1 (%)	Ряд 2 (%)																		
0	40	80																		
25	20	40																		
50	10	20																		
75	5	10																		
100	2	5																		
Система «насос – гидроциклон»	Классификация пульпы	<table><caption>Данные для графика: Нарботка до ремонта (час)</caption><thead><tr><th>Оборудование</th><th>Нарботка до ремонта (час)</th></tr></thead><tbody><tr><td>1</td><td>500</td></tr><tr><td>2</td><td>1100</td></tr></tbody></table>	Оборудование	Нарботка до ремонта (час)	1	500	2	1100												
Оборудование	Нарботка до ремонта (час)																			
1	500																			
2	1100																			
Классификация на спиральных классификаторах	Увеличение рабочего объема классификатора	<table><caption>Данные для графика: Увеличение объема классификатора (%) vs. Успокоение материала загрузки (%)</caption><thead><tr><th>Успокоение материала загрузки (%)</th><th>Увеличение объема классификатора (%)</th></tr></thead><tbody><tr><td>0</td><td>15</td></tr><tr><td>25</td><td>20</td></tr><tr><td>50</td><td>25</td></tr><tr><td>75</td><td>30</td></tr><tr><td>100</td><td>35</td></tr></tbody></table>	Успокоение материала загрузки (%)	Увеличение объема классификатора (%)	0	15	25	20	50	25	75	30	100	35						
Успокоение материала загрузки (%)	Увеличение объема классификатора (%)																			
0	15																			
25	20																			
50	25																			
75	30																			
100	35																			

Рационализация размера загружаемых шаров.

Шаровая мельница на ЗИФ используется для тонкого измельчения твердого вещества, содержащегося в пульпе. В настоящее время на исследуемой ЗИФ загрузка мельницы МШР производится шарами с диаметром 100 мм. Широко известно, что удельная производительность мельниц напрямую зависит от вещественного состава перерабатываемой руды (определяющего ее физико-механические свойства), а также состава (характеристик) шаровой загрузки, возможного объема мельницы (рабочего объема загрузки) и требуемой крупности измельчения (по готовому классу).

Многочисленными исследованиями и существующей практикой измельчения золотосодержащих руд было установлено, что значение производительности шаровых мельниц и эффективности помола руд в большей степени зависит от количества шаровой загрузки и ее качества.

В частности, недостаток шаров или неправильно подобранный их размер существенно снижают удельную производительность мельниц и качество измельчения золотосодержащих руд (табл. 1).

Например, единовременная загрузка, а также последующая догрузка мельниц только крупными ша-

рами обычно приводит к тому, что в ее рабочем объеме практически отсутствуют технологически необходимые для осуществления эффективности процесса мелкие шары. А наличие одних только крупных шаров вызывает их многочисленное раскалывание пополам и образование так называемой «плоскуши», ухудшающей условия и эффективность измельчения руд и увеличивающей расход шаров, а также ухудшающей все последующие процессы извлечения золота.

Ограничение количества крупных шаров (загружаемых в мельницу измельчения) и применение смеси шаров различного диаметра может существенно повысить эффективность работы этого узла измельчения золотосодержащих руд. При этом характер необходимой крупности шаров в мельнице измельчения определяется в соответствии с известными теориями их износа. Так, при использовании только крупных шаров на протяжении всего времени работы мельницы измельчения они остаются коли-

чественно преобладающими, а сама мельница в этом случае не вырабатывает рационального состава шаров.

Поскольку измельчение золотосодержащих руд в мельнице обусловлено за счет производимых ударов и процессов истирания, то преимущественное влияние на эффективность ее работы имеют мелкие шары, т.к. в единицу времени они произведут значительно большее количество ударов, а еще большую работу производят путем истирания золоторудного сырья за счет своей превосходящей поверхности.

На второй стадии измельчения золотосодержащих руд рекомендуется применение шаров диаметром, равным 60 мм и мельче, поскольку в этом случае основной эффект достигается, прежде всего, за счет истирания обрабатываемого золоторудного материала.

Данные табл. 2 показывают, что при загрузке мельниц II стадии измельчения шарами диаметром 40 мм, их количество увеличивается в 2,95 раза в сравнении с шарами диаметром 60 мм, а поверхность, образуемая этими шарами, возрастает в 1,31 раза.

Сравнительные испытания применения шаров диаметром 40 мм вместо 60 мм в практике на Качка-

нарском, Навоийском (Узбекистан) и Соколовско-Сарбайском горно-обогатительных комбинатах показали повышение удельной производительности мельниц II стадии измельчения по классу – 0,071 mm на 10–12% (КГОК) и на 8% (ССГОК).

Для скорости вращения, равной 75-88%, критической оптимальная масса шаров (при плотности шаров 7,9 t/m³) для загрузки составляет 1700-1950 kg/m³ объема мельницы. Средний расход шаров на 1 t измельченного продукта показан в табл. 3 [7]. Помимо этого, необходимо учитывать, что обычно барабан такой мельницы ЗИФ имеет диаметр от 1 до 2,4 m, он тем больше, чем крупнее загружаемые куски измельчаемой золотосодержащей руды.

Изнутри стальной барабан мельницы футерован специальными плитами из марганцовистой стали, которые имеют различную высоту и в совокупности образуют довольно волнообразную внутреннюю поверхность. Благодаря этим уступам значительно усиливается ударная сила падающих шаров, а, следовательно, и измельчение руды.

Кроме этого, по имеющемуся практическому опыту измельчения золотосодержащей руды было установлено, что использование более мелких шаров приводит к существенному уменьшению износа футеровки шаровой мельнице.

В настоящее время замена изношенной футеровки на шаровой мельнице обычно ведётся параллельно с заменой изношенной брони на ММС. Необходимо отметить, что на предприятиях НГМК и Руссдрагмета перефутеровка мельниц второй стадии ведётся в 2 раза реже, чем на мельницах первой стадии (причём перефутеровка торцов обычно проводится через цикл).

Существует довольно много разнообразных критериев для количественной оценки эксплуатационных качеств футеровки мельниц измельчения: длительность периода работы (с точки зрения часов или переработанных тонн золотосодержащих руд), потеря веса за час работы или на тонну переработанной золотосодержащей руды, а также на единицу затраченной энергии.

Тем не менее, есть и довольно значимые дополнительные показатели, которые не менее важны при экономической оценке эффективности работы различного вида футеровки. Это трудозатраты для удаления отработанной и установки новой футеровки.

Поэтому дополнительно к материальным и трудовым издержкам на ЗИФ необходимо отнести такое понятие, как потерянное производство во время простоя оборудования. В частности, в современной рыночной ситуации снижение простоя на ЗИФ мельниц (порой даже всего на 2-3%) может экономически равняться или превзойти сумму годовых затрат на замену их футеровки.

Необходимо учитывать, что при технологической работе мельницы измельчения образующееся значительное количество металлического скрапа забивает достаточно большие (от 9 mm до 12 mm) щели между футеровочными плитами. В результате ко времени замены бронеплит они становятся соединены

Таблица 2

Сравнение количества шаров в мельнице объемом 22,4 m³ и образуемой ими поверхности в зависимости от их диаметра при шаровой загрузке 45 t

Диаметр шара, mm	Вес шара, г	Количество шаров в мельнице	Поверхность, см ²		Увеличение шаровой поверхности
			одного шара	всех шаров	
125	8033	5601	490,6	274,8	100,0
100	4115	10935	314,0	343,4	125,0
80	2107	21357	201,0	429,3	156,2
60	884	50904	113,0	575,2	209,3
40	300	150000	50,2	753,0	274,0

Таблица 3

Расход шаров в мельнице

Материал шаров		Крупность измельченного продукта		
		До 0,2 mm	До 0,15 mm	До 0,074 mm
Сталь	Хромистая	0,5	0,75	1,0
	Углеродистая	0,75	1,0	1,25
	Чугун	1,0	1,25	1,25

Таблица 4

Техническая характеристика песковых насосов

Технические данные насосов	Марки насосов		
	ПР 12,5/12,5	ПБ-40/16	ПРВП-63/22,5
Производительность m ³ /h	12,5	40,4	63,0
Напор, m	12,5	16	22,5
Допускаемая плотность перекачиваемой пульпы, % тв	55,-60	60	50-55
Мощность эл. двигателя, kW	2,2	5,5	7,5-11,0
Число оборотов вала в мин.	1450	1450	1450
Диаметр напорного патрубка, mm	40	50	70
Диаметр всас. патрубка, mm	65	100	100

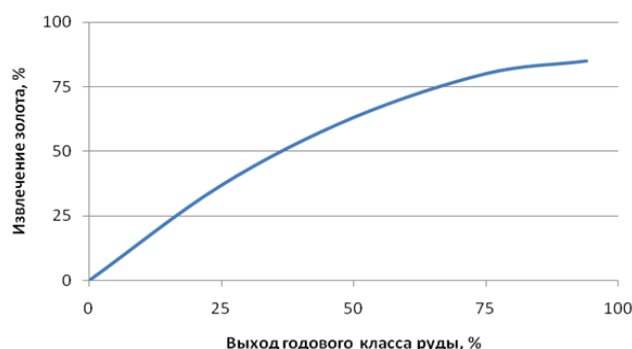


Рис. 2. Величина извлечения золота от выхода готового класса руды

(склепаны) друг с другом так прочно, что впоследствии их бывает очень трудно демонтировать.

Поэтому, в целях предотвращения повреждения корпуса мельницы и улучшения процесса измельчения золотосодержащих руд, часто используется резиновая футеровка «Rubber Engineering» (Weiresist).

Замена полного комплекта резиновой футеровки (без дополнительных механических или каких-то специализированных приспособлений) силами 4 человек выполняется за 48 часов.

Кроме этого, благодаря значительному снижению веса футеровочных плит при использовании резиновой футеровки действует ряд экономически выгодных факторов:

- снижение потребления электроэнергии;
- снижение расхода мелющих шаров;
- возможность увеличения объема шаровой загрузки.

Оптимизация графика остановок мельницы измельчения для замены износившейся футеровки, применение определенных продуктивных конструктивных решений для ее равномерного износа, а также учет особенностей эксплуатации конкретной мельницы измельчения на конкретной золотосодержащей руде дают весьма ощутимый экономический эффект. При экономической оценке эффективности работы процесса измельчения необходимо учитывать как непосредственные затраты на измельчение, так и размер потерянной прибыли, в основном при остановке мельниц на длительное обслуживание (прежде всего — на плановый ремонт).

Поэтому все экономические показатели любой футеровки мельниц надо рассматривать в совокупности с непосредственной работой самой мельницы (как с точки зрения затрат на процесс измельчения минерального сырья и качества измельчения, так и потерянному производству при последующем техническом обслуживании мельниц).

Рекомендация на основе данных осуществленного аудита: довести шаровую нагрузку на МШР до 45 t и перевести диаметр используемых шаров со 100 mm на смесь шаров диаметром 60 и 40 mm (для начала в соотношении 50/50 с постепенным подбором необходимого соотношения или полного перехода на шары

диаметром 40 mm). Результатом данного эксперимента стало увеличение производительности фабрики с 1000 t руды в сутки до 1100-1400 t.

Система «насос - гидроциклон». Большое влияние на эффективность работы отделения измельчения оказывает качество производимой операции классификации измельченного золотосодержащего минерального продукта, осуществляемое в гидроциклонах (табл. 1).

Имеющаяся на практике довольно низкая эффективность работы этого узла классификации обычно объясняется неравномерностью производительности применяемых песковых насосов и практическим отсутствием автоматизированных систем управления системы «насос - гидроциклон».

На ЗИФ Компании узел классификации не автоматизирован, используются гидроциклоны старого образца, эффективность работы которых по сравнению с современными образцами на 15-20% меньше, что приводит к ненужной готового класса в схеме измельчения и дополнительным механическим потерям золота.

Системы «насос - гидроциклон», разработанные ФГУП «Турбонасос», аналогичные системам фирмы Engineering Dobersek, успешно работают на ЗИФ ОАО ГМК «Норильский никель», а также на гидрометаллургических заводах НГМК и ОАО «Стойленский ГОК».

Основной эффект от её внедрения — стабилизация потоков перемещаемой золотосодержащей пульпы, поступающей на гидроциклонирование, вследствие чего резко повышаются показатели ее качества. Кроме того, песковый насос Warman, работающий вне этой системы на зумпфе в цикле измельчения, более подвержен экстремальным нагрузкам и кавитационному износу, что приводит к необходимости частых замен довольно дорогостоящей брони и рабочих колёс.

Так, в этом случае замена брони на данном насосе обычно производится раз в 2-3 недели, что соответствует наработке 400-600 часов.

Производительность и напор применяемого насоса зависят, в том числе, от свойств перекачиваемой пульпы. При этом техническая характеристика насоса (табл. 4) по производительности и напору зависит, главным образом, от удельного веса и плотности перекачиваемой пульпы.

Так, чем выше плотность пульпы, тем на меньшую высоту ее может перекачать насос [8]. Необходимо проработать проект автоматизации узла гидроциклонирования (контроль плотности, выхода готового класса, производительности) с заменой гидроциклонов на образцы производителей Metso или Warman.

Внедрение указанной системы позволит увеличить ходимость насосов до замены их брони минимум до 900-1200 часов (по практическому опыту эксплуатации).

Выводы осуществленного аудита – требуется начинать проработку и внедрение указанной системы.

Классификация на спиральных классификаторах. Гравитационно-сорбционная технология переработки скальной руды с тонкодисперсным золотом (при его относительно низком содержании) впервые была внедрена на ЗИФ при обогащении золотосодержащих руд месторождения Мурунтау (Узбекистан) [9].

Эта технология предполагает обязательное наличие в технологической цепочке (линии) по переработке золотосодержащей руды нескольких классификаторов различных типов.

Повышение производительности и качества работы спиральных классификаторов достигается простым и действенным способом, проверенным много-

летней практикой в НГМК, – борта классификатора наращиваются (начиная со сливной точки на 2/3 длины) на высоту 250-300 мм, а сливные пороги наращиваются на 150-200 мм. Результатом становится увеличение рабочего объема классификатора, успокоение обрабатываемого материала в зоне разгрузки (табл. 1) и соответственно улучшение процесса и результатов классификации.

Кроме того, на сливной точке монтируются направляющие из уголка, на который устанавливаются рамки с сеткой, с ячейками 10 мм, что позволяет уловить значительное количество щепы, поступающей с золотосодержащей рудой.

Таким образом, внедрение комплекса организационных мероприятий в отделении дробления и измельчения ЗИФ ЗАО «Васильевский рудник» позволит повысить степень извлечения золота из перерабаты-

Список литературы:

1. Воробьев А.Е., Гладуш А.Д. Геохимия золота. Ресурсы и технологии России. – М.: Изд-во РУДН, 2000. – 431 с.
2. Воробьев А.Е., Козырев Е.Н., Каргинов К.Г., Ашихмин А.А. Физико-химическая геотехнология золота. – Владикавказ: Ремарко, 2001. – 568 с.
3. Воробьев А.Е., Портнов В.С., Турсунбаева А.К., Маусымбаева А.Д. Алтыннын уйимді сілтіленуі. Караганда (Казахстан). КарМТУ баспасы. 2010. 300 б.
4. Гудков С.С., Мусин Е.Д., Хвойнов В.Н. Запуск установки кучного выщелачивания на участке «Надежда» Нижне-Якокитского месторождения ОАО «Золото Селигдара» // <http://zolotodb.ru/articles/placer/lixiviation/3342>.
5. Золотодобывающий сектор: начало роста. Тройка Диалог. 2010, 67 с.
6. Проект отделения измельчения обогатительной фабрики // http://knowledge.allbest.ru/manufacture/2c0a65635b2bc68b4d53b88421206c37_0.html.
7. Технологические процессы, происходящие в цехе сорбции // http://otherreferats.allbest.ru/manufacture/00141801_0.html.
8. Толстов Е.А., Толстов Д.Е. Физико-технические геотехнологии освоения месторождений урана и золота в Кызылкумском регионе. – М.: Геоинформцентр. 2002. – 277 с.
9. <http://www.promtex.ru/decision/ASAKKU>.

УДК 622.273.2.001.76

© Крупник Л.А., Шапошник Ю.Н., Шапошник С.Н. 2013 г.

ПЕРСПЕКТИВНЫЕ НАПРАВЛЕНИЯ СОВЕРШЕНСТВОВАНИЯ ТЕХНОЛОГИИ ПРИГОТОВЛЕНИЯ ЗАКЛАДОЧНЫХ СМЕСЕЙ НА ГОРНОДОБЫВАЮЩИХ ПРЕДПРИЯТИЯХ

Крупник Л.А., профессор Казахского национального технического университета, докт. техн. наук; **Шапошник Ю.Н.**, профессор Восточно-Казахстанского государственного технического университета, докт. техн. наук; **Шапошник С.Н.**, профессор Восточно-Казахстанского государственного технического университета, докт. техн. наук

Mualiflar tamonidan maydalangan kon jinsi va kon metallurgiya chikindisidan tashkil topgan tsement-shlak aralashmalarni bostirish texnologiyasi taklif qilingan bo'lib uni truba o'tqasich transpoti orqali qazib olingan er osti bo'shligini to'ldirish uchun taklif etilgan

The authors of the recommended technology of production of the filling mixture mill method on cement-slag binder with filler mixture of crushed rock mass and wastes of mining and metallurgical production with gravity delivery of filling the mixture to the worked space pipeline transport.

Использование закладки в технологическом процессе добычи руды дает возможность сократить потери и разубоживание рудной массы, отрабатывать запасы руд в охранных целиках и сохранять земную поверхность от обрушения при обеспечении безопасности горных работ. В последние годы на горнодобывающих предприятиях Казахстана были проведены всесторонние исследования по сокращению расхода дорогостоящего цемента на закладочных комплексах.

На Малеевском руднике Зырянского ГОКа ТОО «Казцинк» принята мельничная технология приготовления твердеющей закладки с транспортированием смеси в шахту по бетоноводам. Подача закладки с поверхностного бетонозакладочного комплекса (БЗК) в шахту в объеме 500 тыс. m^3 в год осуществляется в самотечном режиме при основном составе закладочной смеси: цемент М400 - 60 kg/m^3 ; граншлак молотый, класс -0,08 mm - 120 kg/m^3 ; граншлак молотый, класс +0,08 mm - 120 kg/m^3 ; пески отвалыные, класс +2,5 - 470 kg/m^3 ; легкая фракция, класс +2,5 - 705 kg/m^3 ; вода - 460 kg/m^3 закладки. Использование на руднике гранулированных доменных шлаков позволило сократить расход цемента с 160-200 до 55-60 kg/m^3 закладки [1].

На Тишинском руднике Риддерского ГОКа ТОО «Казцинк» закладочную смесь приготавливают на поверхностном БЗК. В качестве основного вяжущего используется цемент (55-90 kg/m^3) и молотый доменный граншлак (220-380 kg/m^3). Инертным заполнителем служат легкая фракция цеха тяжелых суспензий и лежалые хвосты обогатительной фабрики. Для приготовления литых твердеющих смесей применяют техническую воду в объеме 465-500 l/m^3 .

На Артемьевском руднике ПО «Востокцветмет» ТОО Корпорация «Казахмыс» введены в эксплуатацию новые БЗК-1, БЗК-2 и БЗК-3, работающие на мельничном и смесительном способах приготовления закладочной смеси на основе цементного и цементно-зольного вяжущего. Годовой объем бетонной закладки составляет 430 тыс. m^3 в год. Доставка закладочной смеси в выработанное пространство осуществляется трубопроводным транспортом в самотечном режиме. Для приготовления твердеющей закладки на руднике используют следующие компоненты: портландцемент марки М400 и зола-унос Аксукской ТЭС в качестве вяжущего. Основной заполнитель - отвалыные породы Камышинского карьера.

Приготовление закладки на Орловском руднике Жезкентского ГОКа ТОО Корпорация «Казахмыс» осуществляется на двух поверхностных комплексах: бетоно-гидравлическом узле (БГУ) производительностью 90 m^3/h и БЗК производительностью 60 m^3/h . Технологическая схема приготовления закладки включает приготовление инертных заполнителей из отвалыных пород рудника и текущих хвостов обогатительной фабрики. Текущие хвосты на фабрике проходят первую стадию гидроциклонирования, на гидроциклонах БГУ или БЗК - вторую стадию. Сгущенный продукт с гидроциклонов подают в смеситель, куда посту-

пает также цемент из расходного силоса через дозатор. На БГУ в барабанный смеситель доставляется цементно-песчаная смесь хвостов, крупный заполнитель - дробленая порода или песок. На БЗК цементно-песчаную смесь хвостов (дробленую породу или песок) подают в шаровую мельницу. В качестве основного вяжущего используют портландцемент марки М400. Транспортирование по трубам закладочной смеси осуществляется самотечным способом за счет давления смеси в вертикальном ставе. Камеры закладываются разнопрочными смесями, образующими несущий слой, упрочненный слой и слой пониженной прочности.

Исследования, проведенные на Орловском руднике, показали, что добавка золы-уноса в количестве 200-350 kg/m^3 для закладочных смесей с цементно-зольным вяжущим позволило снизить расход портландцемента на 50-70 kg/m^3 при сохранении реологических свойств смесей [2]. Новые технологические решения заложены авторами статьи при проектировании закладочного комплекса производительностью 770 тыс. m^3 в год на одном из подземных рудников в Восточном Казахстане. Твердеющую закладочную смесь планируется готовить из портландцемента М 400, молотого или тонкомолотого доменного граншлака, инертного материала и воды.

Нами рекомендована технология производства закладочной смеси мельничным способом на основе цементно-шлакового вяжущего с использованием в качестве заполнителя смеси дробленой горной массы и отходов горно-металлургического производства с самотечной доставкой закладочной смеси в выработанное пространство трубопроводным транспортом.

Приняты два состава закладочных смесей:

- состав №1 (при ультратонком помоле граншлака до 80% класса -20 mkm (0,02 mm) (с доизмельчением в мельнице ультратонкого помола): портландцемент М400 - 10 kg/m^3 ; тонкомолотый доменный граншлак - 190 kg/m^3 ; заполнитель - 1375 kg/m^3 , в т. ч. измельченная порода - 600 kg/m^3 ; вода - 420 kg/m^3 ;

- состав №2 (при тонине помола граншлака до 70% класса -80 mkm (0,08 mm) (измельчение только в мельнице МШЦ): портландцемент М400 - 50 kg/m^3 ; молотый доменный граншлак - 250 kg/m^3 ; заполнитель - 1200 kg/m^3 , в т. ч. измельченная порода - 600 kg/m^3 ; вода - 450 kg/m^3 .

Приведенные составы обеспечивают достижение нормативной прочности закладки на уровне $R_{28} \sim 2,0$ МПа; $R_{90} \sim 3,5$ МПа. Предварительное дробление граншлака производят в шаровой мельнице типа МШЦ 2,7×3,6, где его измельчают до тонины помола 60-70%, содержания класса -80 mkm . Далее пульпа молотого граншлака насосом перекачивается в мельницу ультратонкого измельчения Vertimill VTM500-WB фирмы «Metso minerals», где доизмельчается до тонины 80%, содержания класса -20 mkm ($S_{90} = 5000 \text{ cm}^2/g$). После мельницы ультратонкого измельчения граншлаковая пульпа самотеком поступает в шаровую мельницу

МШЦ 3,6×5,5, где смешивается с остальными компонентами закладочной смеси. Таким образом, применение в технологическом процессе приготовления закладочной смеси мельницы ультратонкого помола, например, производства фирмы «Metso minerals», даст возможность существенно снизить расход цемента на закладочных комплексах, что положительно скажется на экономических показателях работы горных предприятий. На сегодняшний день актуальной задачей является создание высококачественных закладочных материалов нового поколения на основе управления процессами структурообразования на микро- и наноуровне.

Прикладной интерес к наносистемам обусловлен возможностью создания рациональных структур закладочных композитов за счет значительной их модификации при переходе на наноуровень, сопровождающейся как принципиальным изменением свойств известных материалов, так и созданием неоконпозитов [3-6]. Наибольшее применение в технологии бетонов и растворов с целью повышения прочности и других эксплуатационных свойств находят нанодисперсные частицы и порошки оксидов кремнезема и глинозема в сочетании с пластификаторами, обладающими большим разжижающим эффектом.

Как известно, цемент с повышенным содержанием оксидов кремнезема характеризуется пониженной скоростью твердения в начальные сроки при достаточно интенсивном наборе прочности в более поздние сроки твердения, при этом сформированный закладочный массив отличается водо- и сульфатостойкостью. Исследования, проведенные на растровом электронном микроскопе японской фирмы «JEOL» (JSM-6390LV) с приставкой EDS (энергодисперсионная) фирмы «OXFORD», позволили определить вещественный состав закладочного массива, сформированного из закладочной смеси с добавкой-пластификатора Pozzolith MR 55 в объеме 1,0 кг/м³, применяемой в настоящее время на Риддер-Сокольном руднике Риддерского ГОКа (рис. 1, а) и Малеевского рудника Зыряновского ГОКа ТОО «Казцинк» (рис. 1, б).

На основании проведенных лабораторных и опытно-промышленных исследований установлено, что при использовании в составе закладочной смеси химических добавок (пластификатора Pozzolith MR 55) улуч-

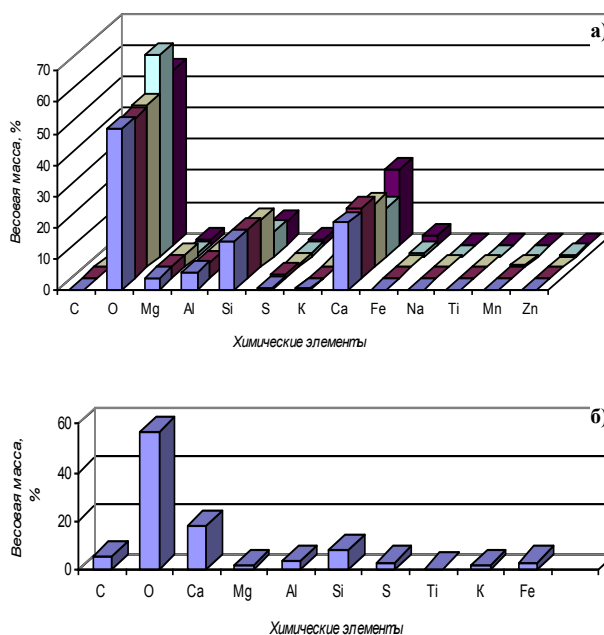


Рис. 1. Диаграмма вещественного состава закладочного массива на рудниках Риддер-Сокольном (а) и Малеевском (б)

шаются реологические свойства закладочной смеси (повышение текучести на 20%) и прочностные характеристики закладочного массива (на 10-15%).

Установлено, что наибольший эффект от использования добавок пластификатора достигается при их количестве в составе закладочной смеси 1,0 кг/м³ [7].

Таким образом, эффективное управление структурными изменениями в цементных системах позволит оптимизировать расходы сырьевых компонентов закладочных смесей, что даст возможность значительно снизить издержки при производстве закладочных работ на горнодобывающих предприятиях, утилизировать отходы горно-обогатительного и металлургического производства в закладку и обеспечить безопасные условия ведения горных работ.

При этом оптимальные параметры работы основного технологического оборудования и режимы процесса приготовления закладочных смесей целесообразно определять в процессе опытно-промышленных испытаний и освоения техники и технологии закладочных

Список литературы:

1. Крупник Л.А., Шапошник Ю.Н., Шапошник С.Н. Исследование составов смесей для совершенствования закладочных работ на подземных рудниках Восточного Казахстана // Гор. журнал: Руда и металлы. - М., № 4, 2010. - С. 51-53.
2. Николаев Е.Н., Гултыяев В.Г., Кожбанов К.Х. Новая технология приготовления твердеющей закладки на Орловском руднике // Горный журнал: Руда и металлы. - М., № 5, 2002. - С. 58-60.
3. Мурог В.Ю., Вайтехович П.Е. Влияние домолы цемента на прочность бетонных изделий // Стр. мат. 2004. - № 6 - С. 36-37.
4. Ананьев В.М., Левченко В. Н., Вишневский А. А. Использование золы-уноса в качестве добавки при производстве тяжелого бетона // Стр. мат., 2006. - № 11. - С. 32-33.
5. Пухаренко Ю.В., Никитин В.А., Летенко Д.Г. Наноструктурирование воды затворения как способ повышения эффективности пластификаторов бетонных смесей // Стр. мат., 2006. - № 8 - С. 11-13.
6. Чернышов Е.М., Коротких Д.Н. Модифицирование структуры цементного камня микро- и наноразмерными частицами кремнезема (вопросы теории и приложений) // Стр. мат., оборудование, технологии XXI века, 2008. - № 5. - С. 30-32.
7. Битимбаев М.Ж., Крупник Л.А., Шапошник Ю.Н. Теория и практика закладочных работ при разработке месторождений полезных ископаемых. Учебник / Ассоциация вузов РК. - Алматы: ТОО РПИК "Дауір", 2012. - 624 с.

АНАЛИЗ ИСПОЛЬЗУЕМЫХ МЕТОДОВ КОНТРОЛЯ ДЛЯ ГЕОМЕХАНИЧЕСКОГО МОНИТОРИНГА СОСТОЯНИЯ ОТВЕТСТВЕННЫХ ИНЖЕНЕРНЫХ СООРУЖЕНИЙ В КАРЬЕРАХ

Юлдашев О.Я., главный маркшейдер НГМК; Умаров Ф.Я., декан факультета «Геология и горное дело» ТашГТУ, канд. экон. наук

Kararlardagi bajarilgan muhim muhandislik inshootlari holati bo'yicha foydalanilgan nazorat usullari tahlili va karerlarda deformatsiyali jarayonlarni rivojlanishini nazorat qilishga imkon beruvchi Oliy o'quv yurtlari va O'zbekiston kon-metallurgiya kombinati mutaxassislarining ilmiy-tekshirish instituti olimlari bilan birgalikda olib borgan asosiy ish yo'nalishi ko'rsatilgan.

The analysis method used to monitor the state of charge of engineering structures in the quarries and the basic directions of work carried out by specialists of mining and metallurgical enterprises of Uzbekistan in cooperation with scientists from research organizations and universities allow you to control the development of deformation processes in the pits.

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых очень важно обеспечить устойчивость уступов, бортов карьеров и инженерных сооружений и не допустить их деформации в течение всего периода строительства и эксплуатации карьера. 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, вызывает необходимость в постановке специальных исследований для конкретных условий рассматриваемого карьера.

Безопасность и эффективность работы крупных карьеров во многом определяется используемыми методами контроля за состоянием ответственных инженерных сооружений карьера, за деформационными процессами, происходящими в карьере, и расчета устойчивости бортов.

Основой маркшейдерского обеспечения и контроля состояния уступов бортов карьеров является получение объективной информации о динамике деформационного режима в процессе эксплуатации карьеров с целью обеспечения их безаварийной работы.

Точность и оперативность получаемой информации о деформационных процессах в горных массивах карьеров во многом зависит от применяемых технических средств. Для комплексной оценки и прогнозирования состояния контролируемых объектов в настоящее время используется большое число различного рода контролирующих приборов. Значительная часть этой информации может использо-

ваться лишь после предварительной математической и компьютерной обработки. Рассмотрим используемые методы контроля (технологии и технические средства) для геомеханического мониторинга состояния контролируемых объектов карьеров.

Основными параметрами процесса деформирования являются абсолютные и относительные величины оседания поверхности (вертикальные и горизонтальные), скорости и длительность процесса развития деформаций.

Поэтому все без исключения технические средства измерения смещений и деформаций должны обеспечивать простоту установки и эксплуатации, минимальные искажения при передаче измерительной информации, необходимую точность и диапазон измерений. Схема организации геомеханического мониторинга состояния бортов карьеров представлена на рис. 1.

Для наблюдения за напряженно деформированным состоянием породного массива и ответственных инженерных сооружений в карьерах используются:

- оптические инструменты (теодолиты, нивелиры);
- электронные тахеометры и лазерные дальномеры;
- цифровая фотограмметрия;
- системы GPS мониторинга;
- системы радарного контроля;
- визуальный осмотр;
- детальное обследование;
- научные исследования.

Стандартные оптические инструменты (теодолиты, нивелиры). Методика проведения маркшейдерских наблюдений за состоянием бортов карьеров с помощью стандартных оптических ин-

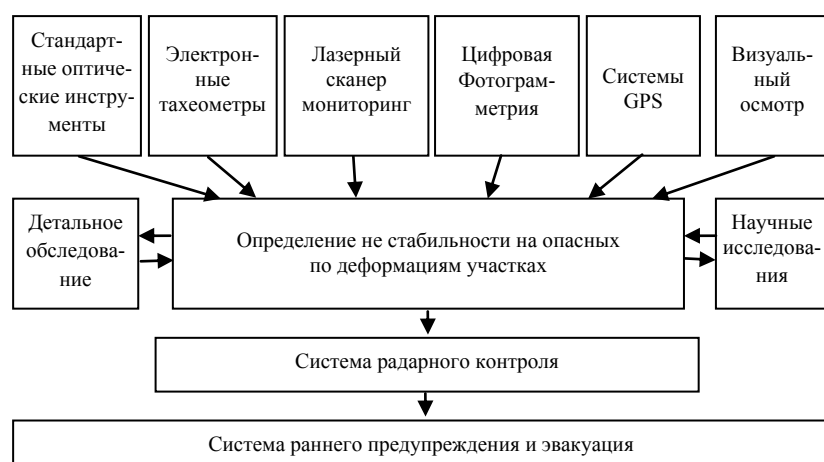


Рис. 1. Организация геомеханического мониторинга состояния бортов карьеров

струментов является основной на горнодобывающих комбинатах. Основными достоинствами этих приборов является низкая стоимость, надежность, хорошая изученность обслуживаемым персоналом. Недостатками использования оптических средств наблюдения является высокая трудоемкость проведения съемки, зависимость от погодных условий, низкая информативность и частота возможных измерений.

Электронные тахеометры и лазерные дальномеры. Принцип работы, заложенный в работе электронных тахеометров и лазерных дальномеров, унаследован с оптических приборов для маркшейдерско-геодезических измерений. Тахеометр электронный - достаточно универсальный прибор. Встроенный внутри микропроцессор дает возможность с помощью тахеометра выполнять расчет засечек, замеры относительной базовой линии, недоступных расстояний и высот. Полученные данные сохраняются в запоминающем устройстве тахеометра и могут быть перенесены на персональный компьютер.

В электронных тахеометрах дистанции измеряются по времени в пути лазерного луча до отражателя и обратно. Дальность замера зависит от технических параметров определенной модели тахеометра, а также от многих внешних факторов: давление, температура, влажность. Для режима с отражателем дальность достигает 5 km (используется специальная призма).

Для режима без отражателя - до 1 km. В моделях тахеометров, которые имеют режим без отражателя, расстояния могут измеряться практически до любого предмета. Точность угловых замеров современным электронным тахеометром может достигать 1-й угловой секунды ($0^{\circ}00'01''$), а расстояний - до 1 mm. Погрешность лазерных дальномеров в режиме без отражателя - не более 8 mm, на марку - до 6 mm, на призму - до 1 mm.

Появление приборов такого класса позволило увеличить частоту измерений, повысить их эффективность, уменьшить трудозатраты. Использование тахеометров с гидроприводом позволило создать систему динамического слежения за смещениями реперов, на которых установлены призмы отражатели.

Такая система увеличивает информативность наблюдений и даёт новый материал для исследования деформаций горных массивов. Управлять электронным тахеометром очень удобно, благодаря использованию жидкокристаллического экрана и клавиш управления. Из недостатков электронных тахеометров можно отметить высокую стоимость оборудования, зависимость от погодных условий.

метить высокую стоимость оборудования, зависимость от погодных условий.

Лазерный сканер мониторинг. Принцип действия трехмерного сканера - выполнение в автоматическом режиме с заданным шагом последовательных тахеометрических измерений со скоростью до нескольких тысяч в секунду. Результатом является получение трехмерного раstra или скана в виде облака точек с известными координатами.

Внедрение систем лазерного сканирования с управляющим 3DLM программным обеспечением существенно повышает безопасность ведения работ на горнорудных предприятиях, особенно на стадиях завершения отработки карьера. Системы лазерного сканирования позволяют следить за поведением горного массива карьера в реальном режиме времени, оперативно определять форму и характер деформаций. Основным недостатком систем лазерного сканирования является высокая стоимость и трудоемкость.

Цифровая фотограмметрия как метод бесконтактных технических измерений имеет широкие возможности и преимущество при решении многих задач в горном производстве. Наиболее известными поставщиками софта для цифровой фотограмметрии являются компании Surpac Minex и Micromine. Появление цифровых фотоаппаратов высокого разрешения позволило получать информацию о наблюдаемых объектах в реальном режиме времени.

Для обработки стереофотограмметрических снимков используется программная система. Контроль над устойчивостью объектов осуществляется по заранее заложенным контрольным точкам (реперам) на нестабильном участке.

Возможность построения 3D модели бортов и карьера в целом позволяет получить информацию для различных расчетов, связанных с рабочим процессом в карьерах. Одним из основных недостатков применения фотограмметрии в системе контроля деформаций бортов карьеров является высокая погрешность замеров, которая может достигать не-

скольких сантиметров. Этот недостаток не позволяет использовать фотограмметрию в качестве основной методики наблюдения за напряженно-деформированным состоянием горных массивов.

Системы спутниковой маркшейдерии на основе GPS (Глобальные системы позиционирования). Спутниковые навигационные системы GPS предназначены для осуществления координатно навигационного обеспечения горнотранспортного оборудования карьера, прикладных и фундаментальных геодезических исследований.

Для специалистов маркшейдерского дела и геодезии внедрение в практику спутниковых методов позиционирования позволило изменить структуру геодезического обеспечения и усовершенствовать методику полевых и камеральных работ на карьерах. Системы спутниковой маркшейдерии активно внедряются горнорудными предприятиями, что обуславливает необходимость разработки автоматизированных методик анализа данных, получаемых с помощью систем GPS.

В результате определения координат нахождения контрольных точек в пространстве с помощью систем GPS и автоматизированной регистрации результатов измерения, полученные инструментальным путем деформационные характеристики горного массива карьера используются для прогноза степени устойчивости открытых горных выработок. Например, специалистами кафедры «Маркшейдерское дело и геодезия» ТашГТУ под руководством докт. техн. наук, проф., акад. АН РУз В.Р. Рахимова разработан комплексный метод контроля и прогноза устойчивости прибортового массива на базе компьютерно-математического моделирования состояния борта карьера и технологий GPS. Разработанный комплексный метод контроля и прогноза и методика наблюдений за геомеханическими процессами с использованием электронно-оптических приборов и маркшейдерских технологий спутникового позиционирования внедрены на карьере Кальмакыр ОАО АГМК.

Предлагаемая методика наблюдений с использованием GPS решает задачу оценки состояния устойчивости бортов карьера для отдельных локальных участков, по всему периметру и на всю постоянно растущую глубину карьера Кальмакыр. Использование разработанного метода дает возможность: сократить затраты на проведение дорогостоящих полевых исследовательских работ и повысить качество разрабатываемых проектов карьеров для последующих стадий проектирования. Результаты исследований используются для безопасного ведения горных работ на карьере Кальмакыр, а также являются основой для разработки проектным институтом «Гипроцветмет» (г. Москва) проектов расширения и реконструкции карьера, расчетов устойчивости бортов карьера. Преимуществами применения систем GPS для проведения маркшейдерских работ являются:

полная независимость выполнения полевых работ от времени года и времени суток, оперативность, автоматизация, высокая точность измерений (погрешность не более 2 мм).

Радарные системы контроля (SSR) - Ground Probe, Siro Vision за деформациями бортов карьеров и отвалов. Принцип работы технологии радарного контроля аналогичен работе лазерных сканеров, однако вместо лазерного луча расстояние определяется по скорости прохождения радиоволн. SSR просматривает 10000 м² областей в минуту независимо от погодных условий. Радарные системы имеют погрешность до 1 мм.

В комплексе с оборудованием поставляется программное обеспечение для обработки данных, реализована функция распознавания горного оборудования, находящегося в зоне контроля, защита от вибраций. В основном результаты наблюдения за геодинамически нестабильными участками в карьерах применяются для создания общей системы раннего предупреждения персонала горного предприятия о возможном обрушении породы, на участках ведения горных работ.

При использовании в системе предупреждения только радаров надежность достигает 93%. Применение радаров в комплексе с электронными тахеометрами и лазерными сканерами повышает достоверность оповещения об опасности до 99%.

В качестве примера рассмотрим методы контроля за состоянием прибортового массива на карьере Мурунтау НГМК. Научно-исследовательские работы по оценке устойчивости бортов карьера Мурунтау ведутся с 1979 г. по настоящее время. В работе участвуют организации Узбекистана, России и Украины. При общей протяженности бортов на карьере Мурунтау, измеряемой десятками километров, своевременное обнаружение признаков начинающихся масштабных деформаций представляет сложную и трудоемкую задачу. Наблюдения за состоянием прибортового массива на карьере осуществляются маркшейдерским инструментальным и геофизическими методами.

Маркшейдерские инструментальные наблюдения производятся на карьере с целью определения смещения точек массива и их скоростей, величин деформаций сдвига, границ распространения и вида нарушения откосов. Опорные наблюдения начаты до начала формирования отвалов и строительства карьера. Опорная часть состоит из трех реперов, расположенных в одном направлении на расстоянии 100-150 м друг от друга. В створе с опорными реперами заложены рабочие репера, количество которых определяется схемой измерения и условиями их сохранности в течение срока существования карьера. Наблюдения на станциях осуществляются периодически путем нивелирования реперов (геометрическое или тригонометрическое) и измерения расстояний между ними. Периодичность, пре-

крашение и возобновление инструментальных наблюдений зависит от интенсивности ведения горных работ, объекта наблюдения, абсолютного смещения и скорости деформирования отвала или борта.

Геофизические исследования на карьере Мурунтау проводятся с использованием двух методов, которые являются вспомогательными и используются для определения структуры массива и его напряженно-деформированного состояния: метод вертикального электроразондирования (ВЭЗ) и метод сейсмометрии.

В системе геодинамического мониторинга метод электрометрии применяется для определения структуры деформирующегося массива и положения потенциальной поверхности скольжения деформированного борта карьеров с целью прогнозирования состояния карьерных откосов и своевременного обеспечения безопасности горных работ на исследуемом участке. Геоэлектрическим признаком, позволяющим прогнозировать деформационные процессы, является увеличение электрического сопротивления пород массива в процессе развития в нем скрытых деформационных процессов. Зависимость удельного сопротивления пород от их напряженно-деформированного состояния выражается в значительном увеличении сопротивления пород, нарушенных сдвижением или взрывом по отношению к ненарушенному массиву. Для ненарушенных пород с ростом нагрузок сопротивление горных пород уменьшается, и в области концентрации максимальных напряжений отмечается его минимум.

Наблюдения методом ВЭЗ проводятся по станциям, расположенным по профилям на бермах уступов бортов карьера. Станция для производства наблюдений методом ВЭЗ на карьере Мурунтау представляет собой ряд металлических электродов длиной 0,8-1,0 м, внедренных в породный массив на глубину 0,3-0,4 м на расстояниях, необходимых для производства работ методом ВЭЗ в модификации симметричной установки.

По данным электроразондирования строятся графики ВЭЗ, представляющие собой зависимость кажущегося сопротивления от полуразноса питающих электродов. Путем интерпретации полученных кривых определяется удельные электрические сопротивления слоев горных пород, слагающих разрез, их мощность, глубины залегания границ раздела, то есть получают геоэлектрические модели исследуемых участков.

Однако в настоящее время, учитывая очень малую экспрессность метода ВЭЗ, а также влияние промышленных помех, для получения информации о структурных изменениях наиболее целесообразно использование сейсмических методов.

Уровень сейсмической активности в зоне карьера Мурунтау контролируется в автоматическом режиме в периоды взрывов, между проведением взрыв-

ных работ и при наличии и отсутствии технологических помех. На карьере Мурунтау установлены три автономных комплекса сейсмического мониторинга (АКСМ). АКСМ базируется на современном регистраторе сейсмических колебаний «Дельта-Геон-02», который работает в ждущем режиме, и предназначенном для организации систематических полевых и непрерывных стационарных сейсмологических исследований и сейсмической активности геологической среды, для проведения исследовательских и прикладных работ в геофизике и сейсмологии. Регистратор сейсмических колебаний «Дельта-Геон-02» обладает рядом достоинств, таких как низкая потребляемая мощность, высокое разрешение и большой динамический диапазон, возможность применения в составе сейсмических сетей без дополнительных телеметрических узлов, малые габаритные размеры и вес, относительно низкая стоимость.

Управление «Дельта-Геон-02» осуществляется через стандартный порт персонального компьютера. Наиболее важными для выявления блочной структуры бортов карьера являются сопоставления во времени зарегистрированных откликов бортов карьера на воздействия различной природы, амплитуды и длительности – как от действия взрывных источников, землетрясений, так и геодинамических проявлений, связанных с квазистатически реализуемым полем тектонических напряжений, приводящим к вариации спектральных составляющих сейсмического шума.

Установлены характеристические значения сейсмических событий (тресков), которые по форме, спектру и интенсивности имеют ярко выраженный характер, отличаются от региональных шумов и могут быть использованы в качестве маркирующих при наблюдении за деформациями. Выявлено, что амплитуда тресков по интенсивности сравнима с массовым взрывом, однако имеет отличный от него низкочастотный спектр с малым количеством гармонических включений.

В целом проведение регулярного контроля уровня сейсмической активности в зоне карьера Мурунтау с применением автономных комплексов сейсмического мониторинга в автоматическом режиме позволяет контролировать развитие деформационных процессов в карьере, что повышает экономическую эффективность и общую безопасность ведения открытых горных работ.

Таким образом, выполнен анализ используемых методов контроля состояния ответственных инженерных сооружений в карьерах и представлены основные направления работ, проводимые специалистами горно-металлургических комбинатов Узбекистана совместно с учеными научно-исследовательских организаций и ВУЗов, позволяющие контролировать развитие деформационных процессов в карьерах, что повышает экономическую эффективность и общую безопасность ведения от-

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСЛАБЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ГОРНЫХ ПОРОД ПРИ МНОГОЦИКЛИЧНЫХ ДИНАМИЧЕСКИХ НАГРУЗКАХ В РЕЖИМЕ СЖАТИЯ И РАСТЯЖЕНИЯ

Мислибоев И.Т., декан горного факультета НГГИ, канд. педаг. наук; Фурсов А.И., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК

«Zarmitan» va «Marjanbuloq» konlaridagi jinslar namunasida, siqish va cho'zish rejimida, ko'p tsikli dinamik yuklashda, konchilik jinslarining mustahkamligini kuchsizlantirishni laboratoriya sharoitida tadqiqotlash natijasida aniqlanishicha, ma'lum bo'ldiki, bunda konchilik jinslarining charchagan emirilish mexanizmi ham xuddi shundaydir va boshqa turdagi jinslar uchun siqish va cho'zilish rejimidadir. Ushbu konlardagi ko'p tsikli dinamik yuklashning turlicha xillarida konchilik jinslarining fizik-mexanik turlarini tasvirlab beruvchi bog'liqlik olingan.

As a result of research of weakening the strength of the rocks at a lot of cyclical dynamic loads in a mode of compression and tension in the laboratory the samples of rocks fields «Zarmitan,» and «Marjanbulak» it is established, that the mechanism of fatigue fracture of rocks under cyclic loads the same for the other types of rocks in the mode and compression stretching. The dependences describe the physical-mechanical properties of rocks data fields at the different types of dynamic much cyclical loads.

Исследование прочностных свойств горных пород и массивов при динамических нагрузках является важной технической задачей. Особый интерес представляет изучение поведения горных пород при интенсивных многоциклических нагрузках в режиме сжатия и растяжения. Результаты таких исследований позволяют решать хозяйственные задачи, связанные с освоением месторождений, добычей минерального сырья и строительством.

Особенности разрушения неоднородных горных пород под действием многоциклических динамических нагрузок исследовались на цилиндрических образцах пород шести типов месторождений «Зармитан» и «Марджанбулак» Южного рудоуправления НГМК (табл. 1, рис. 1-6).

Известными методами [1-3] определялись физико-механические свойства пород, средние значения которых приведены в табл. 1. На основании полученных экспериментальных данных построены кривые разрушения горных пород при сжатии (рис. 1, а) и растяжении (рис. 1, б) при частоте динамических ударов 600 цикл/мин., где по оси ординат отложены разрушающие напряжения, а по оси абсцисс – число циклов разрушения в полулогарифмических координатах. Из рис. 1 видно, что интенсивность разрушения пород при многоциклической динамической нагрузке зависит от амплитуды приложенного напряжения. При этом, чем выше амплитуда напряжения, тем меньше количество циклов пульсирующих нагружений, необходимых для усталостного разрушения по-

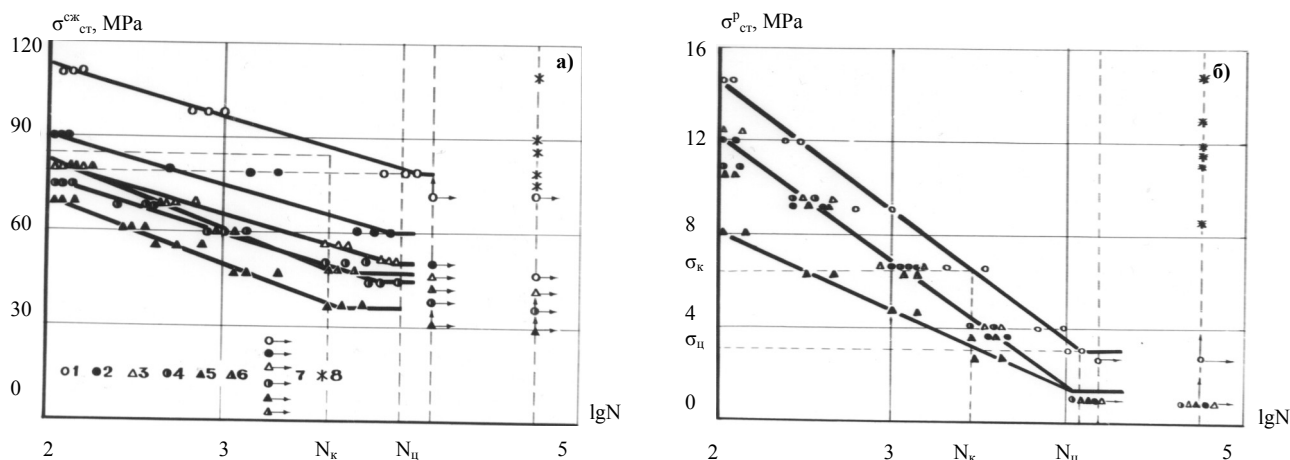


Рис. 1. Кривые усталостного разрушения различных типов горных пород при сжатии (а) и растяжении (б) с увеличением циклов при различных амплитудах напряжения: *) - разрушающие нагрузки; 1 - гранит сланцево-углефицированный; 2 - граносиенит сланцево-углефицированный; 3 - кварцево-сульфидная руда; 4 - сланец слюдисто-кварцевый; 5 - граносиенит; 6 - углисто-алевротизированные сланцы; 7 - разрушившиеся образцы; 8 - неразрушившиеся образцы

род. Таким образом, устойчивые нарушения сплошности массива могут возникнуть лишь при действии амплитуды напряжения, равной или выше предела усталостной прочности горных пород. При высоких амплитудах напряжений (110 МПа) усталостное разрушение образца наступает при 160-250 циклах, а при низких амплитудах напряжений, равных 75 МПа, - при $(9 \div 12) \cdot 10^3$ циклах.

Исследованиями установлено, что механизм усталостного разрушения горных пород при циклических нагрузках такой же и для остальных типов пород в режиме сжатия и растяжения.

Кроме вопросов усталостной прочности была проведена серия опытов для выяснения влияния циклических нагрузок на разрушение горных пород в режиме сжатия и растяжения при нагрузках и амплитудах напряжений ниже предела усталостной прочности. Образцы горных пород и руд подвергались действию пульсационной нагрузки $(25 \div 75) \cdot 10^3$ числа циклов, после чего пульсирующая нагрузка снималась, затем образец

Физико-механические свойства пород

Таблица 1

Горная порода	Плотность, $\rho \cdot 10^3$, кг/м ³	Пористость, П, %	Скорость упругих продольных волн, м/с		Предел прочности при сжатии, МПа		Предел прочности при растяжении, МПа		Модуль динамической упругости, МПа	
			C_p	Коэф. вариации, %	$\sigma_{ст}$	Коэф. вариации, %	$\sigma_{ст}$	Коэф. вариации, %	E_d	Коэф. вариации, %
Гранит сланцево-углефицированный	2,81	3,91	5000	10,3	120	12,5	15	13,2	6,86	7,8
Сланец слюдясто-кварцевый	2,67	4,59	4500	8,2	85	10,3	12	14,3	5,14	7,6
Руда кварцево-сульфидная	2,69	4,52	4700	6,3	91	11,6	14	6,1	5,73	3,8
Гранито-сиенит сланцево-серицитовый	2,71	4,21	4900	5,2	100	8,7	14	3,9	6,33	5,0
Граносиениты	2,56	7,71	4100	7,7	76	6,3	11	4,7	4,11	8,9
Углисто-алевритизированные сланцы	2,17	12,6	3800	5,7	72	5,3	8	6,4	2,93	6,2

статической нагрузкой доводился до разрушения. Скорости нагружения при этом были те же, что и при определении предела прочности образцов при однократном статическом нагружении $(5 \div 10) \text{ kg} \cdot \text{cm}^{-2} \cdot \text{c}^{-1}$

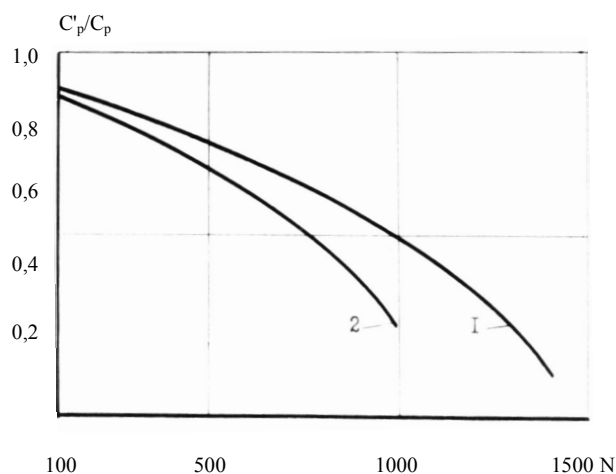


Рис. 2. Относительное изменение скорости распространения ультразвуковых волн под действием многоциклических циклических нагрузок. Для пород рудника «Зармитан» (1) и «Марджанбулак» (2)

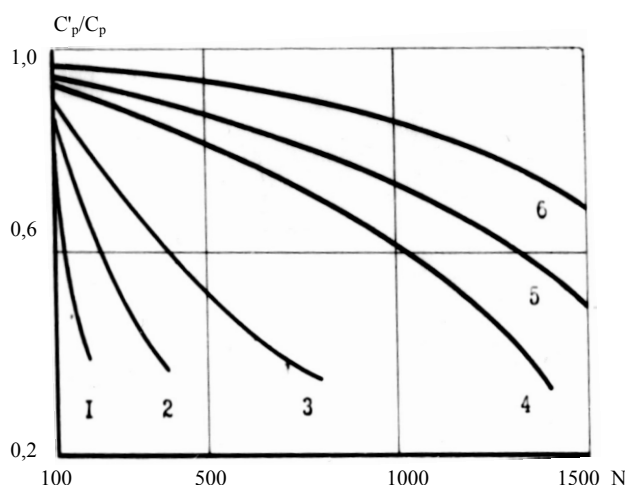


Рис. 3. График зависимости относительного изменения скорости волны при различных амплитудах напряжений от числа циклических нагружений ($\sigma_{ст}$): 1 — 0,7; 2 — 0,6; 3 — 0,5; 4 — 0,4; 5 — 0,3; 6 — 0,2

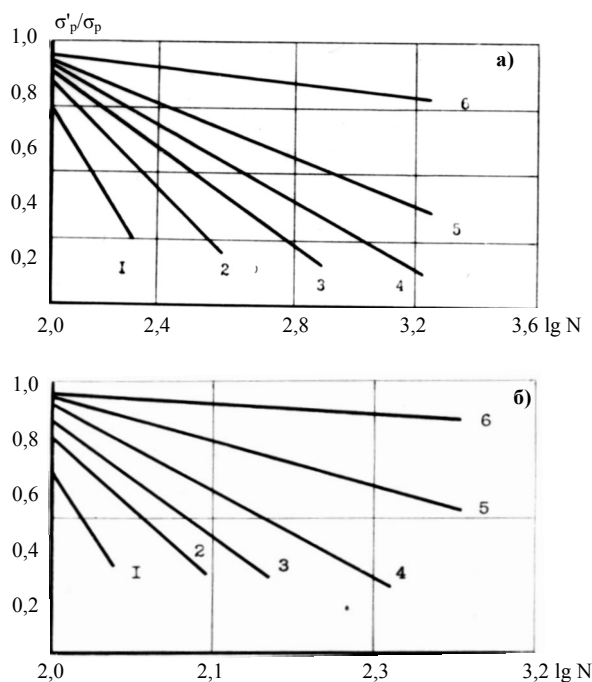


Рис. 4. График зависимости относительной прочности горных пород от числа циклических нагружений $\sigma_{ст}$ для пород рудника Зармитан (а) и Марджанбулак (б): 1 – 0,7; 2 – 0,6; 3 – 0,5; 4 – 0,4; 5 – 0,3 и 6 – 0,2

(рис. 1). Установлено практическое совпадение прочности, полученной в этих условиях, с прочностью образцов, не подвергавшихся пульсирующим нагрузкам.

Исследованиями установлено, что предел усталостной прочности на сжатие составляет 35-50%, на растяжение – 75-80% от предела статической прочности.

Результаты испытаний образцов горных пород на пульсирующее растяжение методом прозвучивания показали, что скорость распространения ультразвуковых волн снижается с ростом количества циклов нагружений.

На рис. 2. приведено относительное изменение скорости распространения ультразвуковых волн в образцах под действием циклических нагрузок при амплитуде нагружения, равной 0,4 $\sigma_{ст}$. Можно сделать вывод, что под действием циклических нагрузок относительное изменение скорости ультразвуковых волн непрерывно снижается.

Причем скорость распространения волн в менее прочных породах (рудник Марджанбулак) более интенсивно снижается, чем в прочных породах (рудник Зармитан).

Исследованиями установлено, что с ростом числа циклов от 100 до 1000 нагружений образцы горных пород снижают относительную скорость ультразвуковых волн от 10 до 60%.

Следует отметить, что характер относительного изменения скорости ультразвуковых волн для испытанных типов пород зависит от амплитуды приложенного напряжения и числа циклов приложений

нагрузки. На рис. 3. показаны зависимости относительного изменения скорости ультразвуковых волн от числа циклических нагружений при различных амплитудах напряжений.

Полученные зависимости показывают, что при больших значениях амплитуд напряжения (рис. 3. кривые 1, 2, 3) микротрещины в образце развиваются интенсивнее, вследствие чего скорость ультразвуковых волн резко падает. При меньших значениях амплитуд напряжений микротрещины развиваются менее интенсивно. Как показывают эксперименты, после испытаний при 150 циклах нагружений с ростом амплитуд напряжений от 0,2 до 0,7 от предела статической прочности скорость распространения ультразвуковых волн снижается от 10 до 55%.

График зависимости ослабления горных пород от числа нагружений N для исследованных амплитуд напряжений приведен на рис. 4. Для удобства сопоставления значений ослабления прочности на растяжение образцов пород после предварительных нагружений значения σ'_p отнесены к значению предела прочности образцов на растяжение, не подвергавшимся нагружению – σ_p .

Обозначим критическую величину ослабления горных пород, определяемую сейсмоакустическим

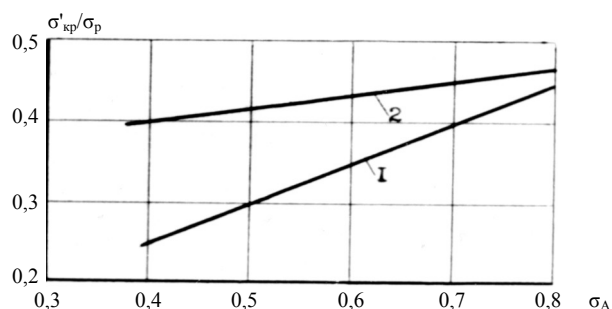


Рис. 5. График зависимости критической ослабляемости горных пород ($\sigma'_{кр} / \sigma_{кр}$), при которой формируются макротрещины, от амплитуды нагружения (σ_A) для пород рудника Зармитан (1) и для пород рудника Марджанбулак (2)

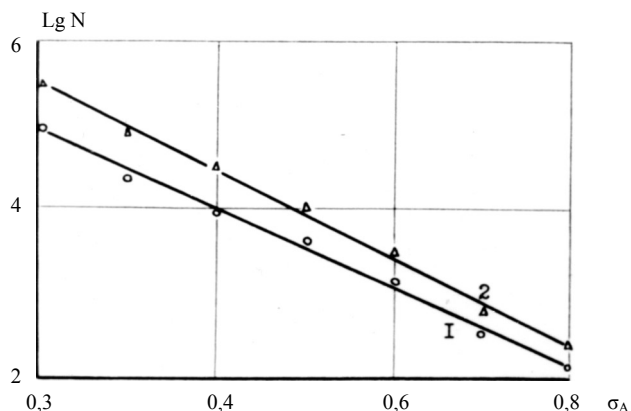


Рис. 6. График зависимости количества нагружений (N), приводящего к разрушению пород, от амплитуды напряжений (σ_A) для пород рудника Зармитан (1) и для пород рудника Марджанбулак (2)

методом, при которой происходит формирование макротрещин вдоль действия нагрузки в результате многоциклических пульсирующих нагружений, через $\sigma_{кр}$.

Анализ кривых (рис. 4) показывает, что в зависимости от амплитуд напряжений при пульсирующих нагрузках значение находится в пределах:

- для пород рудника Зармитан:

$$\sigma_{кр} = (0,3 \div 0,4) \sigma_p; \quad (1)$$

- для пород рудника Марджанбулак:

$$\sigma_{кр} = (0,4 \div 0,45) \sigma_p. \quad (2)$$

Полученные зависимости $\sigma'_{кр}/\sigma_p$ от амплитуд напряжений в координатах $\sigma'_{кр}/\sigma_p - \sigma_A$ имеют линейный вид, представленный на графике рис. 5.

Установленная зависимость аппроксимируется эмпирическим уравнением:

- для пород рудника Зармитан (кривая 1) с коэффициентом корреляции $0,87 \pm 0,007$:

$$\sigma'_{кр} / \sigma_p = 0,5 \sigma_A + 0,05; \quad (3)$$

- для пород рудника «Марджанбулак» (кривая 2) с коэффициентом корреляции $0,91 \pm 0,007$:

$$\sigma'_{кр} / \sigma_p = 0,17 \sigma_A + 0,325. \quad (4)$$

Анализ установленных зависимостей показывает, что последние циклы нагружения, осуществляющие разрушение образца горных пород (рудников Зармитан и Марджанбулак), происходят в том случае, когда ослабляется их прочность вследствие действия предыдущих нагружений, равных $(0,3-0,4) \sigma_p$ и $(0,4-0,45) \sigma_p$.

График зависимости предельного количества нагружений N^* , приводящего к разрушению пород

от амплитуды напряжений σ_A , представлен на рис. 6.

График зависимости аппроксимируется эмпирическими уравнениями:

- для пород рудника Зармитан с коэффициентом корреляции $0,86 \pm 0,012$:

$$\lg N^* = 5,5 - 4,24 \sigma_A; \quad (5)$$

для пород рудника «Марджанбулак» с коэффициентом корреляции $0,88 \pm 0,05$:

$$\lg N^* = 5,0 - 3,85 \sigma_A. \quad (6)$$

Выполненные исследования позволили получить обобщенную зависимость ослабления образцов горных пород σ'_p/σ_p от числа нагружений и амплитуды напряжений:

- для пород рудника Зармитан с корреляционным отношением и его погрешностью $0,78 \pm 0,0012$:

$$\frac{\sigma'_p}{\sigma_p} = 3,56 + (0,05 \sigma_A - 0,4)^1 - 0,0175 (20 - e^{5,9 \sigma_A}) \left(\lg \frac{N}{100} \right); \quad (7)$$

- для пород рудника Марджанбулак с корреляционным отношением и его погрешностью $0,76 \pm 0,017$:

$$\frac{\sigma'_p}{\sigma_p} = 3,75 - (0,39 - 0,82 \sigma_A)^1 - 0,021 (8 - e^{5,9 \sigma_A}) \left(\lg \frac{N}{100} \right); \quad (8)$$

Таким образом, полученные зависимости с хорошей корреляционной достоверностью описывают физико-механические свойства горных пород месторождений «Зармитан» и «Марджанбулак» при разных видах динамических многоциклических нагрузок.

Список литературы:

1. Свойства горных пород и методы их определения. /Ильницкая Е.И. Тедер Р.И., Ватолин Е.С. и др. М.: Недра, 1969. С. 85-87.
2. Ломтадзе В.Д. Методы лабораторных исследований физико-механических свойств горных пород. Л.: Недра, 1972. – 312 с.
3. Ягодкин Г.И., Мохначев М.П., Кунтыш М.Ф. Прочность и деформируемость горных пород в процессе их нагружения. М.: Наука, 1971. – 148 с.

УДК 622.235.001.5

© Заиров Ш.Ш., Саттаров У.Б. 2013 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЗРЫВНЫХ ХАРАКТЕРИСТИК НОВОГО СОСТАВА ТЕРМОСОДЕРЖАЩЕГО ВЕЩЕСТВА

Заиров Ш.Ш., и.о. доцента кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук; Саттаров У.Б., бакалавр НГГИ

O'z ichiga ammiakli selitra, uglevodorodli yoqilg'i va dispersli alyuminiyni qamrab oladigan, o'zining faol ammiakli selitra, uglevodorodli yoqilg'i va qo'shimcha faol rezinali kukunli tarkibi bilan farq qiladigan issiq saqllovchilarini o'z ichiga oladigan moddaning tarkibi ishlab chiqilgan. Ishlab chiqilgan issiq saqllovchi tarkibli modda o'zining sifati bo'yicha bir necha bor ahamiyatli va qo'llaniladigan portlatish moddalaridan arzon, yuqori detonatsiyali xususiyatga va juda kam xavfga ega.

A composition thermo-containing substance comprising ammonium nitrate, a hydrocarbon fuel and particulate aluminum, characterized in that it comprises activated ammonium nitrate and hydrocarbon fuels additionally activated rubber powder. Formulated to significantly superior to cheaper and used explosives, detonation properties has increased and more secure.

Проведены исследования взрывных характеристик разработанного состава термосодержащего вещества (ТВ) [1], включающего в себя дробленую аммиачную селитру (30%), активированное жидкое углеводородное горючее (3,5-6,5%), гранулированную аммиачную селитру (61,5-64,5%) и активированный резиновый порошок (2%).

Аммиачная селитра, идущая в качестве основного сырья, поступающая с различных химических заводов для карьеров НГМК, содержит разные добавки, снижающие слеживаемость, уменьшающие гигроскопичность и пр.

Разный гранулометрический состав аммиачной селитры, разная крупность гранул или чешуек, несомненно, влияют на пропитываемость ее жидкой добавкой и, в конечном счете, на взрывные свойства ТВ. В целях более полного изучения свойств аммиачной селитры различных заводов-изготовителей, характера взаимодействия ее частиц с жидкой горючей добавкой в разных условиях, а также для определения свойств и физико-химических показателей ТВ различного состава к настоящему времени проводятся специальные исследования.

Для улучшения детонационной способности смесей типа АС-ДТ применяют пористую селитру. Такая селитра имеет внутренние поры, в которых удерживаются необходимые 6% дизельного топлива. В исследованиях использованы образцы аммиачной селитры производителей ОАО «Акрон» (г. Новгород), ОАО «Азот» (г. Березники), ОАО «Навоизот» (г. Навои). Физико-технические свойства различных образцов аммиачной селитры приведены в табл. 1 [2].

Гранулометрический состав селитры оказывает влияние на взрывные свойства ТВ, в частности на его бризантность. На рис. 1 показана зависимость усредненной бризантности ТВ от крупности гранул аммиачной селитры ОАО «Навоизот». Анализ рис. 1 позволяет сделать вывод, что при изготовлении ТВ

наиболее целесообразно применять аммиачную селитру с гранулами крупностью 0,5-2,5 мм. Более мелкие фракции дают лучший эффект, но склонны к слеживанию; фракции же крупнее 2,5 мм дают пониженный взрывной эффект. Исследованиями установлено, что слеживаемость аммиачной селитры находится в определенной зависимости от степени ее гигроскопичности.

В связи с использованием различных видов аммиачной селитры возникает необходимость в проведении дополнительных исследований. Эти исследования сопровождаются уточнением взрывных характеристик ТВ (бризантности, работоспособности, теплоты взрыва), а также чувствительности к внешним воздействиям. Кроме того, необходимы расчеты с целью уточнения рецептуры состава, при которой имеет место нулевой кислородный баланс.

Испытания на бризантность проводятся по измененной пробе Гесса путем помещения заряда ВВ в стальной цилиндр (кольцо) высотой 70 мм, внутренним диаметром 40 мм и толщиной стенок 3,5 мм. Для сравнения с обычными ВВ параллельно по видоизмененной пробе испытывается эталон – игданит. Результаты испытаний позволяют установить коэффициент перехода от показателя по видоизмененной пробе Гесса к показателю по стандартной пробе. На рис. 2, а приведены зависимости между бризантностью и составом ТВ для некоторых сортов селитры. Оптимальная бризантность была получена для аммиачной селитры ОАО «Навоизот» при содержании горючей добавки от 3 до 4%, для других селитр optimum приходился на содержание 4% (GP, Франция), 5% (ОАО «Азот») или 5-6% (Norsk Hydro, Норвегия).

Работоспособность ТВ определялась по стандартной пробе Трауцля. Результаты определений приведены на рис. 2, б. Оптимальная работоспособность для всех сортов селитры отмечена при содержании горючей добавки от 4 до 5%.

Таблица 1

Физико-технические свойства аммиачной селитры различных производителей

Производители	Гранулометрический состав, %			Насыпная плотность, г/см ³	Средний диаметр гранулы, мм	Расчетная удельная поверхность гранул, см ² /г	Впитывающая способность по дизельному топливу, %	Удерживающая способность по дизельному топливу, %
	- 1 мм	-2+1 мм	+2-3 мм					
ОАО «Акрон» (г. Новгород)	0,4	40,0	59,6	0,71	2,24	17,6	24,7	6,1
ОАО «Азот» (г. Березники)	1,5	77,7	20,8	0,62	1,78	23,1	23,5	5,5-6,5
ОАО «Навоизот» (г. Навои)	2,1	25,0	72,9	0,78	2,26	21,0	9,0-10,0	5,0-6,5

Определение теплоты взрыва проводилось экспериментальным путем, в специально изготовленном калориметрическом сосуде. Последний представлял собой толстостенный стальной сосуд емкостью 10 л. Внутренняя полость его имела форму бутылки, горловина которой закрывалась массивной стальной пробкой и прижималась специальным устройством, создающим уплотнение.

В калориметрическом сосуде имелись три точки для замера температур, расположенные на разной высоте. Верхняя заходила в тело сосуда, а нижняя и средняя располагались на поверхности. Сосуд имел отводы для замера давления и для откачки газообразных продуктов взрыва.

ТВ в количестве 100 г помещали в специально изготовленный для этой цели массивный свинцовый стакан. На расстоянии 5-6 мм от верхнего края стакана были просверлены по диаметру два отверстия 5 мм, служившие для укрепления электродетонатора и его центрирования.

Стакан с взрывчатым веществом и введенным в него электродетонатором ставили на дно сосуда и концы проводов электродетонатора присоединяли к соответствующим контактам.

Уплотнение калориметрического сосуда проверяли обычным способом при помощи ртутного манометра путем создания вакуума. По достижении герметичности бомбу выдерживали с термометрами в течение 15-20 мин, производя замер температуры через каждые 5 мин до установления постоянной температуры.

Перед взрывом проверяли разрежение в сосуде и производили дополнительное вакуумирование. Через 2-3 мин. после взрыва производили замер температуры, осуществляя его до тех пор, пока не фиксировалось наибольшее ее повышение, а затем явный спад. Максимальную температуру термометры обычно показывали через 12-15 мин. после взрыва. По окончании определения температуры измеряли давление в сосуде, что позволяло определить количество газообразных продуктов взрыва.

Расчет теплоты взрыва ТВ вели по формуле:

$$Q=10M_y c \Delta t_{cp}, \text{ cal/kg}, \quad (1)$$

где M_y – условная масса калориметрического сосуда;
 c – теплоемкость стали;

Δt_{cp} – максимальное среднее повышение температуры.

Зависимости теплоты взрыва от содержания горючей добавки в термосодержащем веществе для трех сортов селитры приведены на рис. 2, в. Максимальные значения теплоты взрыва отмечены при содержании горючей добавки 4-5%.

Эти данные полностью совпадают с результатами испытаний на работоспособность. Отклонения от этих пределов, отмеченные при определении бризантности, могут быть объяснены тем, что проба Гес-

са даже в ее измененном виде недостаточно характеризует работу ТВ.

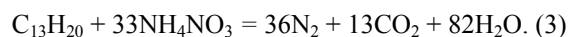
Для уточнения констант, характеризующих взрывные свойства ТВ, наряду с экспериментальными исследованиями был произведен расчет нулевого кислородного баланса. При проведении такого расчета известную трудность составило определение кислородного баланса дизельного топлива, являющегося смесью различных жирных углеводородов – от предельных ($C_n H_{2n-6}$) до непредельных (порядка $C_n H_{2n-8}$ и ниже). Практически в состав дизельного топлива входят в основном углеводороды от ряда $C_n H_{2n}$ до ряда $C_n H_{2n-6}$, остальные содержатся в незначительных количествах и на величину кислородного баланса ТВ влияния не оказывают.

Для оценки возможного изменения кислородного баланса ТВ в случае преобладания в горючей добавке различных углеводородов приведем расчет для углеводородов ряда $C_n H_{2n-6}$ ($C_{13} H_{20}$) и $C_n H_{2n}$ ($C_{16} H_{32}$).

Для полного сгорания грамм-молекулы углеводорода $C_{13} H_{20}$ (молекулярный вес 176 г) требуется $18O_2$ (молекулярный вес 576 г). Поэтому при взрывчатом превращении ТВ, содержащего горючую добавку только из углеводородов ряда $C_{13} H_{20}$, реакция будет протекать по следующему уравнению:



Для обеспечения такого сгорания необходимо добавить 36 г-молей аммиачной селитры (вес 2880 г), т.е.:



Количество горючего, необходимого для полного взрывчатого превращения при нулевом кислородном балансе смеси, составит:

$$x = \frac{20 \cdot 176}{576} = 6,11\%, \quad (4)$$

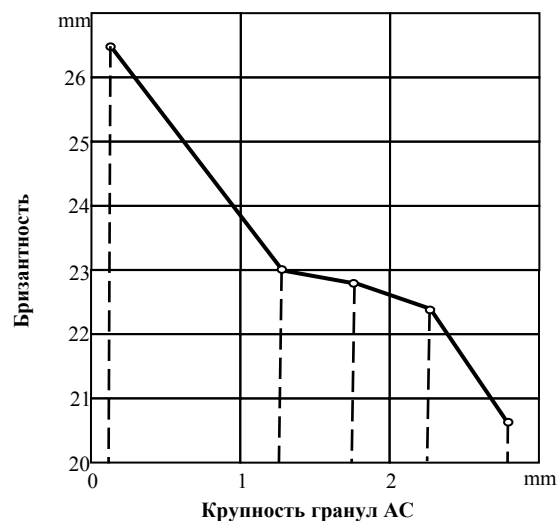


Рис. 1. Зависимость бризантности ТВ от крупности гранул аммиачной селитры ОАО «Навоязот»

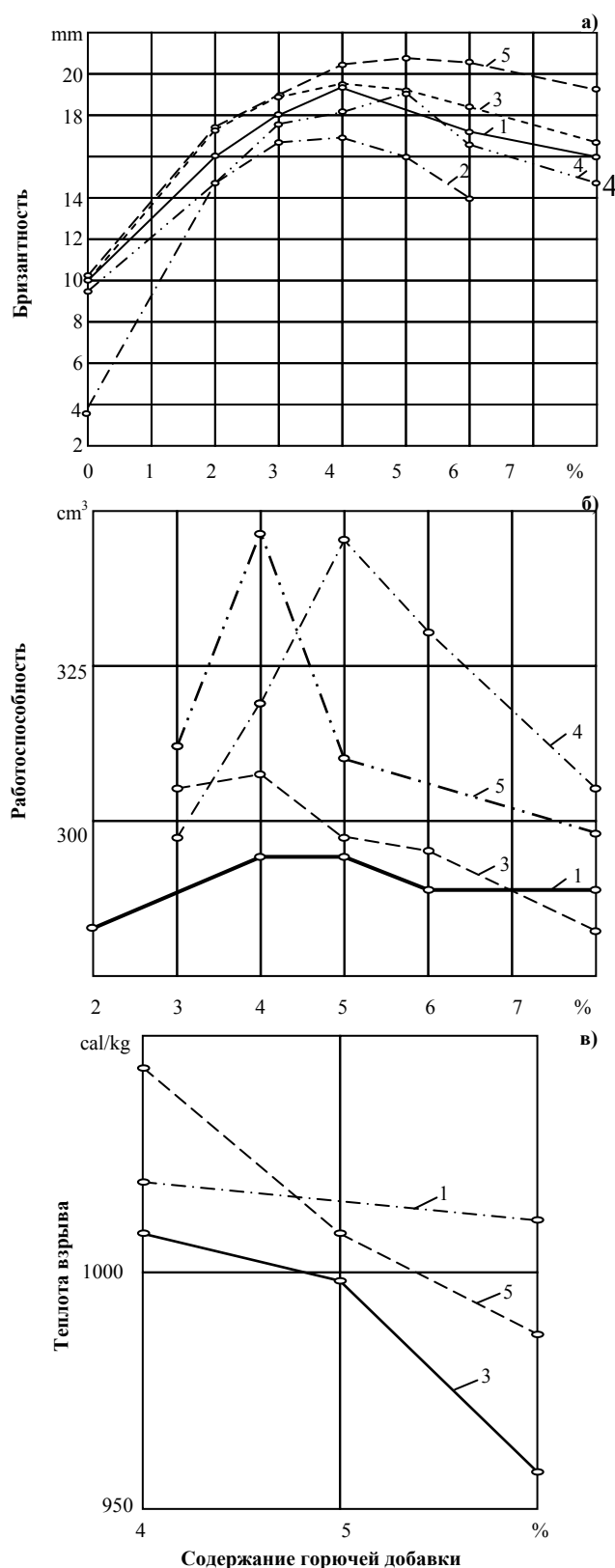
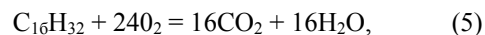


Рис. 2. Зависимость бризантности (а), работоспособности (б) и теплоты взрыва ТВ от содержания горючей добавки для аммиачной селитры (в) для различных заводов изготовителей: Аммиачная селитра: ОАО «Навоизот» – (1); GP – (2); ОАО «Акрон» – (3); ОАО «Азот» – (4); Norsk Hydro – (5)

где 20 – кислородный баланс аммиачной селитры;
176 – вес грамм-молекулы дизельного топлива, g;
576 – количество кислорода, необходимое для окисления одной молекулы дизельного топлива, g.

Взрывчатое превращение ТВ при применении дизельного топлива, содержащего углеводороды ряда $C_{16}H_{32}$, проходит по следующему уравнению:



т.е.:



Количество горючего для составления смеси с нулевым кислородным балансом во втором случае будет равно:

$$x = \frac{20 \cdot 224}{768} = 5,83\%. \quad (7)$$

Ввиду того, что дизельное топливо в основном содержит углеводороды в пределах от ряда C_nH_{2n} до ряда C_nH_{2n-6} , проведенные расчеты кислородного баланса можно считать достаточно точными. Они показывают, что применение сортов дизельного топлива различных заводов-изготовителей, у которых разный состав углеводородов, может лишь незначительно влиять на кислородный баланс ТВ. Для проверки этого положения был проведен также расчет теплоты взрыва ТВ при использовании разных горючих добавок.

Установлено, что при изготовлении ТВ на основе аммиачной селитры и дизельного топлива состав ТВ, имеющий нулевой кислородный баланс, может получаться в пределах содержания горючей добавки от 5,6 до 6,1%.

Некоторое расхождение между расчетной величиной состава с нулевым кислородным балансом (5,6-6,1% горючего) и фактическими колебаниями оптимального состава по показателям работоспособности и теплоты взрыва (4-5%) может быть обусловлено разными причинами.

Одна из них заключается в том, что ТВ вследствие пониженной чувствительности его к начальному импульсу имеет сравнительно большой период «разгона» детонации, на протяжении которого скорость детонации в заряде неустойчива, причем некоторая часть основного компонента (аммиачной селитры) не разлагается до конечных продуктов.

Неполное разложение части аммиачной селитры приводит к тому, что не все количество кислорода, предусмотренное расчетом, вступает в реакцию, а тем самым и количество горючего, необходимое для протекания реакции, уменьшается. Дальнейшие исследования покажут, насколько правильна данная гипотеза.

Таким образом, исследованиями установлено, что взрывные характеристики нового состава ТВ зависят от состава аммиачной селитры, оказывающей влияние на пропитываемость ее жидкой добавкой и на

взрывные свойства ТВ. Оптимальная работоспособность аммиачной селитры достигается при содержании горючей добавки от 4 до 5%. Состав ТВ, имеющих нулевой кислородный баланс, может получаться в пределах содержания горючей добавки от 5,6 до 6,1%. Разработанный состав ТВ не только не уступа-

ет по своим взрывным качествам современным взрывчатым веществам (ВВ) для открытых горных работ, но в большинстве случаев значительно их превосходит. При этом разработанный состав дешевле применяемых ВВ, обладает повышенными детонационными свойствами и гораздо более безопасен.

Список литературы:

1. Состав и способ получения термостойкого вещества / Шеметов П.А., Сытенков В.Н., Норов Ю.Д., Снитка Н.П., Заиров Ш.Ш., Максумов А.М., Исломов А.Н. // Патент на изобретение №IP20090302. Зар. в гос. реестре изобр. Респ. Узб. 07.10.2009 г. Оpubл. в Бюлл. изобр. – №4, 2011. – С. 16-17.
2. Бибик И.П., Рубцов С.К., Сытенков Д.В. Управление взрывной подготовкой пород в технологических потоках карьеров. – Ташкент: Фан, 2008. – 400 с.

УДК 622.235:622.023

© Бибик И.П., Мислибоев И.Т., Жумаева Х.Ю., Бекназаров Ж.Н. 2013 г.

РАЗРАБОТКА ПАРАМЕТРОВ ВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЗОН ОСЛАБЛЕНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД

Бибик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоправления НГМК, канд. техн. наук; **Мислибоев И.Т.**, декан горного факультета НГГИ, канд. педаг. наук; **Жумаева Х.Ю.**, бакалавр НГГИ; **Бекназаров Ж.Н.**, магистр НГГИ

Kon jinslari massivining kuchsizlangan joylaridan foydalanish yo'li orqali portlatish ishlarining ko'rsatkichlari ishlab chiqilgan. Kon jinslari massivining kuchsizlangan joylaridan foydalanish yo'li bilan kon jinslarini portlatib emirishni qo'llash quduqlarni burg'ilash to'rini kengaytirish imkonini beradi va kon jinslari massivining kuchsizlangan joylarida portlatish moddalarining sarfini kamaytirib, bunda portlatish moddalarining solishtirma sarfini 1,4 foizga kamaytiradi.

Designed parameters of blasting with zones of weakening of the rock mass. Application of breaking rock explosion with zones of weakening of the rock mass can expand the grid drilling and accordingly reduce the consumption of explosives in the area of the weakening of the rock mass, while reducing specific consumption of explosives by 1.4%.

Установление параметров взрывных работ в зоне ослабления горного массива, связанное с определением расстояния между рядами скважин и расстояниями между скважинами в ряду, является важным фактором повышения эффективности буровзрывных работ. Для установления эффективных параметров буровзрывных работ в зоне ослабления горного массива при различных по количеству и диаметру скважинных зарядов на карьерах НГМК были проведены опытно-промышленные взрывы (восемь серий).

Исследованиями установлено, что многоциклические взрывные нагрузки при взрывании серии скважинных зарядов приводят к снижению прочности породы. Многоциклическое воздействие взрыва на массив горных пород не ограничивается только их дроблением на отдельные, но приводит также к изменению физико-механических свойств в законтурном массиве, в частности, ослабляет массив горных пород

[1-3]. Вследствие этих процессов увеличивается зона эффективного действия взрыва, которую можно использовать для уменьшения удельного объема бурения скважин и расхода ВВ.

Для установления расстояния между скважинами в ряду предполагаемой зоны ослабления массива на различных расстояниях друг от друга в один ряд размещались экспериментальные заряды ВВ того же диаметра. Эффективное расстояние между скважинами в ряду предполагаемой зоны ослабления массива устанавливалось по проработке подошвы уступа. Исследования повторялись при различных по количеству, диаметру скважинных зарядов и прочностных свойствах горного массива. Статистический анализ полученных результатов показал, что радиус зон ослабления массива горных пород ($R_{осл}$) зависит от количества взрываваемых скважинных зарядов ВВ, их диаметра и прочностных свойств массива.

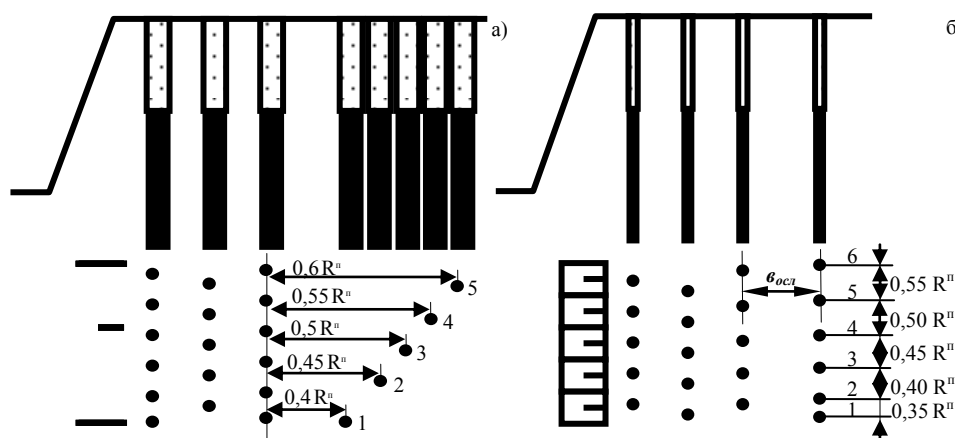


Рис. 1. Схемы расположения скважинных зарядов ВВ в зоне ослабления массива для установления расстояния между рядами скважин (а) и между скважинами в ряду (б): 1-6 -скважинные заряды ВВ, R^n - радиус ослабления массива горных пород по поверхности уступа

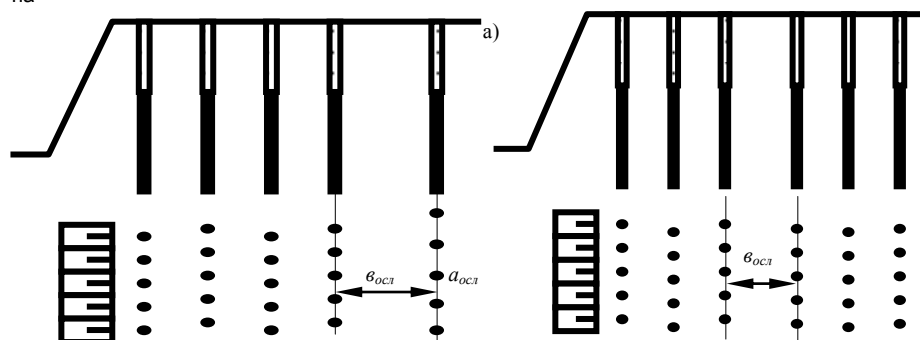


Рис. 2. Схемы отбойки горных пород взрывом скважинных зарядов ВВ с использованием зон ослабления массива горных пород непосредственно на взрываемом блоке (а) и между смежными взрываемыми блоками (б): $\theta_{осл}$ - расстояние между скважинами в ряду в зоне ослабления массива

вов и характеризуется эмпирическим уравнением вида:

$$R_{осл} = 140 \left[1 - \frac{142,85(1 - \frac{\delta'_p}{\delta_p})}{n + 60} \right] r, \quad (1)$$

где δ_p и δ'_p - предел прочности породы на растяжение соответственно до взрыва и после взрывных нагрузок; -

r - радиус скважинного заряда ВВ.

В результате опытно-промышленных взрывов установлены зависимости расстояния между рядами скважин ($\theta_{осл}$) и между скважинами в ряду ($\alpha_{осл}$) в зоне ослабления массива от количества (n) и диаметра (d) взрываемых скважинных зарядов ВВ (рис. 1). Так, для пород из граносиенита:

$$\theta_{осл} = 1,75d(\sqrt{n+8,71}), м; \quad (2)$$

$$\alpha_{осл} = 0,5R^n, м \text{ или } \alpha_{осл} = 1,6d(\sqrt{n+8,71}), м, \quad (3)$$

б) Разработан способ отбойки горных пород взрывом, позволяющий использовать эффект ослабления массива горных пород с целью уменьшения удельного объема бурения скважин и расхода ВВ. Взрываемый блок по ширине заходки делится на две или три части. В первом случае (большая часть), начиная от свободной поверхности уступа, обустраивается согласно проекту БВР карьера, вторая часть (последний ряд скважин) обустраивается по увеличенной сетке (рис. 2, а). Во втором случае первый и третий блоки обустраиваются согласно проекту БВР, а блок, находящийся между ними, - зона ослабления массива, не обустраивается и разрушается за счет воздействия встречных волн напряжения и продуктов взрывчатого разложения зарядов ВВ в первом и третьем блоках (рис. 2, б). Последний ряд скважин первого блока и первого ряда скважин третьего блока выполняются с

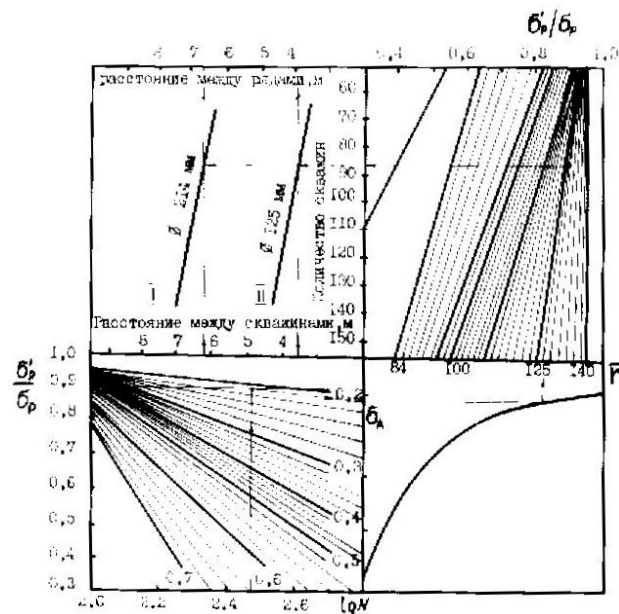


Рис. 3. Номограмма к расчету рациональных параметров взрывных работ в зоне ослабления горного массива: 1 - пример для диаметра скважин 125 мм; 2 - пример для диаметра скважин 214 мм

увеличенным перебуром (Δl), величина которого определяется по формуле:

$$\Delta l = (0,2 \div 0,3) R^{\text{II}}, \text{ m.} \quad (4)$$

Полученные в результате исследований формулы для определения размеров зон ослабления прочности горных пород на различных расстояниях в зависимости от амплитуд напряжений, количества нагружений и прочностных свойств горных пород, были положены в основу разработки специальной номограммы (рис. 3) для определения рациональных параметров взрывных работ. По этой номограмме можно определить параметры взрывных работ в зоне ослабления массива (расстояние между скважинами в ряду и расстояние между рядами) в зависимости от количества взрывааемых скважинных зарядов ВВ в серии, их диаметра и прочностных свойств горных пород.

Для практического использования номограммы необходимо установить лабораторным путем количество циклов нагружения образца горной породы, при котором относительное изменение предела прочности, равное $\delta'_p/\delta_p = 0,9$, наступает при амплитуде напряжения, равной $\delta_A = 0,22 \delta_{\text{ст}}$. Например, на приведенном рис. 3 количество циклов нагружений составляет более 300 ($\lg N = 2,5$).

По закономерности отраженной волны напряжений через амплитуду напряжений находим радиус зоны ослабления, который в данном примере составляет 127 м. Затем определяем количество взрывааемых скважинных зарядов ВВ, после взрыва которых на расстоянии 127 м относительная прочность горных пород составляет $\delta'_p/\delta_p = 0,9$. Тогда при диаметре скважин, равном 125 мм, расстояние между скважинами в ряду составит 3,5 м, а расстояние между рядами - 3,7 м. При диаметре скважин 214 мм расстояние между скважинами в ряду будет 6,2 м, а расстояние между рядами - 6,6 м, что хорошо согласуется с практически данными, полученными при опытно-промышленных взрывах.

Применение отбойки горных пород взрывом с использованием зон ослабления массива горных пород позволяет расширить сетку бурения скважин и соответственно снизить расход ВВ в зоне ослабления массива горных пород, при этом снизить удельный расход ВВ на 1,4%.

Таким образом, разработаны параметры взрывных работ с использованием зон ослабления массива горных пород, которые позволяют снизить удельный расход ВВ.

Список литературы:

1. Тангаев И.А. Энергоемкость процессов добычи и переработки полезных ископаемых. - М.: Недра, 1986. - 231 с.
2. Тангаев И.А. Буримость и взрываемость горных пород. - М.: Недра, 1978. - 184 с.
3. Бибик И.П., Коваленко В.А. Использование автоматизированной системы сбора данных с буровых станков при проектировании буровзрывных работ // Горный вестник Узбекистана. - Навоий, 2004. - № 4. - С. 44-47.

УДК 546.791"311/313"

© Петухов О.Ф., Истомин В.П. 2013 г.

УРАН: ВЧЕРА, СЕГОДНЯ, ЗАВТРА

Петухов О.Ф., начальник ГТЛ ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Истомин В.П., главный геотехнолог РУ-5 НГМК

Hozirgi vaqtda butun dunyoda 3000 ga yaqin uran loyihalari hisobga olingan. Qidiruv ishlari olib borilayotgan konlarda, ishlatilayotgan konlarga nisbatan uranning tarkibi 60% dan kamroqdir bu esa uranni ishlab chiqarilishida xarajatlarni oshirib yuboradi. Atomli energetikasiga nisbatan yalpi, jahonda o'sib borayotgan qiziqish uran bozorining muqobil o'sishini aniq oldindan aytib berish imkonini beradi.

Currently, there are about 3,000 uranium projects. The average content of uranium deposits explored to 60% lower than in the operating, which increases the cost of production of uranium. The growing interest in nuclear power around the world can confidently predict steady growth in the uranium market. That within the next two decades to ensure nuclear energy uranium, its production must be doubled, respectively, to intensify exploration for uranium.

Уран (U) - девяносто второй элемент группы актиноидов периодической системы Менделеева, последний из естественных элементов. Без преувеличения можно сказать, что это один из важнейших элементов, определивших современное состояние научных знаний о природе вещества и высокотехнологичных отраслей промышленности (рис. 1-5). На основе урана созданы новые

отрасли – атомная промышленность и атомная энергетика, а также новая отрасль военной промышленности – создание невиданной силы разрушения атомных бомб (урановых и плутониевых). Уран является исходным материалом для получения новых искусственных элементов (трансурановых): прежде всего плутония, а также нептуния, америция, кюрия, берклия и др.

Уран как химический элемент, открыл немецкий химик Мартин Генрих Клапрот в 1789 г. Клапрот назвал открытый элемент ураном в честь планеты Уран, открытой в 1781 г. астрономом В. Гершелем. Сначала Клапрот получил жёлтый триоксид урана (UO_3) из саксонской смоляной руды, который при нагревании восстановил углём до чёрного диоксида урана (UO_2), ошибочно приняв его за металлический уран.

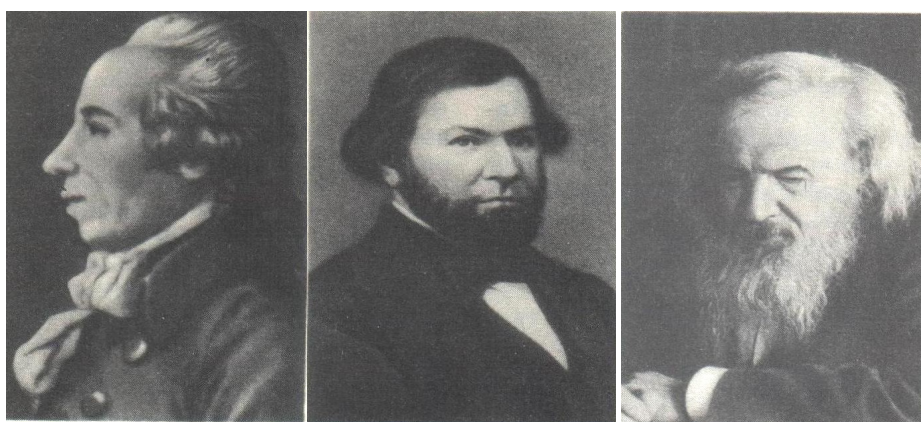
Пятьдесят лет уран Клапрота числился ураном. Лишь в 1841 г. французский ученый Эжен М. Пелиго доказал, что «частично» металлическое вещество Клапрота в действительности представляет собой диоксид урана. Он первым получил металлический уран, восстановив тетрахлорида урана (UCl_4) металлическим

ми».

Немецкий физик В. Рентген открыл в 1895 г. излучение, названное им X-лучами. Эти лучи впоследствии получили название рентгеновских лучей, или рентгеновского излучения. За это открытие В. Рентген первым из физиков был удостоен Нобелевской премии в 1901 г. Он создал первые рентгеновские трубки и сделал анализ некоторых свойств открытого им излучения. Это открытие сыграло важную роль в изучении строения атома.

И всё же история исследования ядерной энергии начинается с открытия А. Беккерелем в 1896 г. явления радиоактивности. Французский физик Антуан Анри Беккерель в связи с исследованиями флуоресценции урановых солей, воздействуя уранилсуль-

фатом калия на фотографическую пластинку, завернутую в черную бумагу, обнаружил, что это соединение вызвало почернение фотопластинки. 24 февраля 1896 г. на заседании Парижской Академии Наук он докладывал: «Фотографическую пластинку Люмьера обёртывают двумя листами очень плотной бумаги. На верхний лист бумаги кладут какое-либо люминесцирующее вещество (соль урансульфата калия), а затем всё это выставляется на несколько часов на солн-



Первые исследователи урана (слева направо): М. Клапрот, Э. Пелиго, Д.И. Менделеев

калием.

Долгое время считали, что атомный вес урана равен 120. При открытии Периодического закона Д.И. Менделеев, исходя из сходства свойств высших кислородных соединений урана и элементов подгруппы хрома VI группы своей Периодической таблицы элементов, предположил, что атомный вес урана должен быть вдвое больше – 240.

В 1882 г. немецкий химик Д. Циммерман экспериментально доказал, что атомный вес урана действительно близок к 240. Обратив внимание на то, что уран в его Периодической таблице является последним элементом, Д.И. Менделеев писал: «Для меня лично уран весьма знаменателен уже потому, что играл выдающуюся роль в утверждении периодического закона, так как перемена его атомного веса вызвана была признанием закона и оправдана действительностью, а для меня (вместе с атомными весами Се и Ве) служила пробным камнем общности периодического закона».

Развивая мысль об этом элементе, он писал: «...убежденный в том, что исследование урана, начиная с его природных источников, приведет еще ко многим открытиям, я смело рекомендую тем, кто ищет новых предметов для исследования, особенно тщательно заниматься урановыми соединения-

ми. При проявлении фотопластинки на чёрном фоне появляется силуэт люминесцирующего вещества». Позднее А. Беккерель убедился в том, что нет необходимости выставлять фотопластинку на солнце, и, более того, если урановое соединение в течение многих месяцев находится в темноте, то процесс проявления всё равно происходит. Стало ясно, что проникающее излучение никак не связано с фосфоресценцией. Причиной явился уран или его соединение.

Так свершилось основополагающее открытие ядерной физики – открытие естественной радиоактивности.

Вскоре исследователи установили, что интенсивность излучения пропорциональна числу атомов урана, содержащихся в препарате, и не зависит от того, в какое химическое соединение входит уран.

Мария Склодовская-Кюри и Пьер Кюри обнаружили, что урановая смолка – руда, из которой добывают уран, испускает беккерелевы лучи с гораздо большей интенсивностью, чем чистый уран. Они предположили, что урановая руда содержит новые радиоактивные элементы.

Переработав тонны отходов от переработки урановой руды на уран, они открыли и выделили в чистом виде в 1898 г. полоний и радий, которые оказа-

лись продуктами распада урана.

В 1899 г. сотрудник Марии Кюри А. Дебьерн открыл в урановой руде актиний. В 1900 г. немецкий физик Э. Дорн открыл радон. В дальнейшем были открыты десятки радиоактивных элементов. Их число превысило число клеток в Периодической таблице Д.И. Менделеева. Всем веществам, которые способны излучать лучи Беккереля, Мария Кюри дала общее название – радиоактивные (что означает способные испускать лучи). За открытие естественной радиоактивности, а также за исследование радиоактивного излучения А. Беккерель и супруги Кюри были удостоены Нобелевской премии в 1903 г.

С помощью метода сцинтилляций, камеры Вильсона, ионизационной камеры и другой аппаратуры Марии и Пьеру Кюри, Резерфорду, Содди и Полю Вийару (1900 г.) удалось обнаружить и изучить три типа лучей Беккереля. Каждый из них получил своё название: альфа, бета и гамма. Альфа лучи отклонялись магнитным полем слабо и представляют собой поток положительно заряженных частиц. Бета лучи магнитным полем отклоняются относительно сильно и представляют собой поток электронов. Гамма – лучи магнитным полем не отклоняются вовсе.

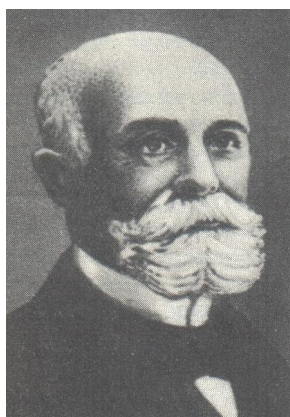
В 1897 г. английский физик Джозеф Джон Томсон (1856 – 1940) открыл электрон. Название «электрон», предложенное в 1891 г. ирландским физиком Дж. Стони, происходит от греческого слова *elektron* – янтарь. Электрический заряд электрона условились считать отрицательным в соответствии с более ранним соглашением называть отрицательным заряд наэлектризованного янтаря.

В 1900 г. М. Планк разработал теорию квантов. Он ввёл новую универсальную постоянную, названную им элементарным квантом действия. Введя понятие кванта энергии, он сформулировал квантовую гипотезу, а затем и квантовую теорию. Впервые её с успехом применил А. Эйнштейн и показал её важность для понимания явлений, происходящих в микромире.

В 1903 г. Э. Резерфорд совместно с английским учёным Ф. Содди (1877 – 1956) объяснил радиоактивность как спонтанный распад атома вещества, при котором он меняет своё место в периодической системе элементов. Это явилось исходным пунктом развития учения об атоме и атомной энергии. Далее Резерфорд доказал, что в центре атомов существует массивное положительно заряженное ядро. Он предложил планетарную модель атома, в центре которого находится положительно заряженное ядро, а вокруг него по орбитам движутся отрицательно заряженные электроны.

В 1906-1910 гг. получены первые экспериментальные данные о существовании изотопов при изучении свойств радиоактивных элементов. Термин «изотопы» предложил в 1910 г. Ф. Содди (от греческого *isos* – одинаковый, *topos* – место).

В 1908 г. немецкий физик Х. Гейгер и английский



А. Беккерель – основоположник ядерной физики и Э. Резерфорд

физик Э. Резерфорд изобрели газоразрядный детектор, срабатывающий при прохождении через его объём заряженных частиц. Впоследствии счётчик усовершенствовали Гейгер и немецкий физик В. Мюллер. Счётчики Гейгера – Мюллера сыграли важную роль в ядерной физике в 1920-1940 гг. В настоящее время эти счётчики широко применяются в дозиметрии.

Гениальный Э. Резерфорд в 1911 г. сделал ещё одно выдающееся открытие – он открыл атомное ядро. В опытах по рассеянию альфа – частиц при прохождении их через вещество он обнаружил, что альфа – частицы чаще, чем ожидалось, рассеиваются на большие углы. Резерфорд предположил, что положительный заряд атома сосредоточен в малом по размерам атомном ядре. До этого господствовала представленная английским физиком Дж. Томсоном модель атомного ядра, согласно которой положительный заряд атома равномерно распределён по его объёму.

В 1913 г. Нильс Бор опубликовал серию статей «О строении атомов и молекул», открывших путь к атомной квантовой механике. В этом же году ученик Резерфорда английский физик Г. Мозли показал экспериментально, что электрический заряд атомного ядра равен порядковому номеру элемента в периодической системе элементов. После Мозли факт существования атомного ядра утвердился окончательно.

Исследования изотопов получили резкое ускорение с изобретением в 1918 г. канадским физиком и химиком Артуром Джеффри Демпстером (1886 – 1950) и независимо от него в 1919 г. английским физиком и химиком Фрэнсисом Уильямом Астоном (1877 – 1945) масс-спектрометров. Без преувеличения можно сказать, что это самое знаменитое изобретение в области аналитической химии.

С помощью этого метода и прибора было доказано существование изотопов стабильных элементов. Астон открыл 212 стабильных изотопов у многих химических элементов и изучил их закономерности, за что был удостоен Нобелевской премии в 1922 г.

В 1931 г. он открыл изотоп уран – 238. Демпстер открыл ряд изотопов калия, магния и др., а также изо-



Мария Склодовская-Кюри, Пьер Кюри

топ уран -235 в 1935 г.

В 1919 г. Резерфорд – основоположник атомных исследований - опубликовал в «Философическом Мэджэзине» («Philosophical Magazine») статью, в которой освещались результаты опытов по бомбардировке азота альфа-частицами. В результате была осуществлена вековая мечта человечества о превращении одних элементов в другие. В опытах Резерфорду удалось превратить азот в кислород. (Вместе с тем до конца жизни Резерфорд утверждал, что «человечество никогда не сможет использовать энергию, дремлющую в атоме»).

В 1932 г. английский ученый, будущий лауреат Нобелевской премии, Джеймс Чедвик открыл нейтрон – «золотой ключик» к расщеплению атома. Открытие нейтрона произошло в Кембридже в резерфордской лаборатории. История открытия нейтрона очень интересна и поучительна.

Ещё в 1931 г. в Цюрихе на Конгрессе физиков немцы В. Боте и Г. Беккер, сообщили, что они, бомбардируя бериллий альфа-частицами, наблюдали весьма сильное излучение, которое, однако, не удалось объяснить.

В качестве детектора излучения был использован счётчик Гейгера. Боте и Беккер предположили, что наблюдаемое излучение представляет собой поток гамма – квантов высокой энергии.

Исследователи многих стран пытались повторить



Ф.У. Астон, А.Д. Демпстер

эксперимент и установить природу нового излучения. Французские учёные Жюлио – Кюри и его жена Ирен в известной степени решили загадку.

В опытах они использовали источник полония, имеющий большую активность. Детектором служила ионизационная камера. Используя различные экраны из водородсодержащих веществ (парафина в том числе), они ожидали, что поток излучения уменьшится, но он даже увеличивался.

Учёные пришли к выводу, что столкнулись с каким-то новым явлением. Продолжая опыты, они убедились, что излучение Боте-Беккера способно выбивать ядра из атомов водорода, гелия и азота. Они установили, что выбитые частицы приобретали значительную энергию и что в пространстве излучаются электроны высоких энергий.

Они опубликовали результаты своих опытов. Позже выяснилось, что энергия излучения Боте-Беккера гораздо больше энергии гамма-излучения. И всё же Дж. Чедвик первым объявил, что причиной загадочного явления являются открытые им нейтроны. (Их существование было предсказано Резерфордом ещё 17 лет назад). В феврале 1932 г. Дж. Чедвик после ознакомления с результатами опытов Жюлио-Кюри с помощью новейшего оборудования (пропорционального усилителя) разделил отдельные импульсы, возникающие при прохождении ядер и электронов через счётчик.

Он доказал, что представление Боте и Беккера, а также И. и Ф. Жюлио-Кюри об электро-магнитной природе сверхпроникающего излучения неверно. Чедвик установил, что это излучение состоит из электрически нейтральных частиц с массой, примерно равной массе ядра протона. Это были нейтроны. Своё открытие Чедвик опубликовал в статье «Возможное существование нейтрона», которую он направил в печать 17 февраля 1932 г.

Сразу после открытия Чедвика Ф. Хоутерманс пророчески заявил, что «эта мельчайшая частица, только что открытая в Кембридже, может оказаться отличным средством высвобождения могучих сил, дремлющих в материи». Не все разделяли эту точку зрения. Так, Э. Резерфорд на годичном собрании Британской ассоциации заметил, что «люди, толкующие о получении атомной энергии в больших масштабах, говорят вздор».

Вообще в историю науки 1932 г. вошёл как год великих открытий. В 1931 г. английский физик П. Дирак теоретически обосновал существование положительно заряженной частицы – двойника электрона. В 1932 г. американский физик К.Д. Андерсон экспериментально обнаружил такую частицу в космических лучах и назвал её позитрон (от латинского *positivus*) – положительный и (элек)трон).

Открытие позитрона имело фундаментальное значение, так как позитрон в отличие от электрона, протона и нейтрона не входил в состав «обычного» вещества на Земле, - возникли понятие античастицы и

антивещества.

В том же году американские учёные-химики Г. Юри, Ф. Брикведде и Г. Мерфи открыли дейтерий – тяжёлый изотоп водорода с массовым числом 2, который содержит один протон и один нейтрон. Дейтерий нашёл широкое применение в атомной энергетике как замедлитель нейтронов.

В атомных реакторах дейтерий применяется в соединении с кислородом, т.е. в виде тяжёлой воды. По замедляющей способности тяжёлая вода превосходит обычную воду в 170 раз и графит в 70 раз. В настоящее время разрабатываются способы использования дейтерия в регулируемых термоядерных реакциях.

В том же 1932 г. Дж. Кокрофт и Э. Уолтон создали высоковольтный генератор, работающий по принципу умножения напряжения. Ускоряя ионы до больших скоростей, они сумели ускоренными протонами осуществить ядерную реакцию, облучая литиевую мишень, и расщепили ядра атомов лития.

Супруги И. и Ф. Жолио-Кюри в 1934 г. открыли явление искусственной радиоактивности. В этом можно видеть некоторое восстановление справедливости за упущенное открытие нейтрона. Продолжая опыты по исследованию свойств нейтронов, они показали, что при облучении альфа-частицами лёгких элементов некоторые из них испускали наряду с нейтронами и позитроны.

Учёные предположили, что натолкнулись на какое-то совершенно новое явление – позитронное излучение. В своих опытах они бомбардировали алюминий альфа-частицами большой скорости, а затем постепенно удаляли источник альфа-частиц, но алюминиевая мишень продолжала излучать позитроны, т.е. положительно заряженные электроны. Так была открыта искусственная радиоактивность.

В 1935 г. Фредерик Жолио-Кюри и его жена Ирен прибыли в Стокгольм для получения Нобелевской премии за открытие ими искусственной радиоактивности. В своём Нобелевском докладе Фредерик сказал: «Мы отдаём себе отчёт в том, что учёные, которые могут создавать и разрушать элементы, способны также осуществлять ядерные реакции взрывного характера. Если удастся осуществить такие реакции, то, по всей вероятности, будет высвобождена в огромных количествах полезная энергия.

Мы видим, что несколько сотен различного рода атомов, составляющих нашу планету, не являются раз и навсегда созданными и существуют не вечно. Мы воспринимаем это именно так потому, что некоторые существуют ещё и сейчас. Другие же, менее устойчивые атомы уже исчезли. Из этих последних некоторые, вероятно, будут вновь получены в лабораториях.

До настоящего времени удалось получить лишь элементы с небольшой продолжительностью жизни – от доли секунды до нескольких месяцев. Чтобы получить достойные упоминания количества эле-

ментов со значительно большей продолжительностью жизни, необходимо располагать очень мощным источником излучения».

С открытием нейтрона ученые стали изучать воздействие нейтронов на различные химические элементы. Центром этих исследований стала столица Италии Рим. Этим Рим был обязан работам молодого учёного Э. Ферми, удостоенного Нобелевской премии в 1938 г.

В 1934 г. он начал исследования по воздействию нейтронов на различные химические элементы. В результате было сделано два важных открытия. Первое заключалось в том, что радиоактивность мишени, бомбардируемой нейтронами, возрастала в сотни раз, когда нейтроны предварительно замедлялись слоем воды или парафина (медленные нейтроны).

Второе открытие состояло в том, что бомбардировка самого тяжёлого металла, урана, приводила к получению новых элементов. В облученном уране были найдены четыре носителя радиоактивности с периодами полураспада 10 сек., 40 сек., 13 минут и 90 минут. Два последних соосаждались с диоксидом марганца. Ферми посчитал, что он выделил элементы с порядковыми номерами 93 и 94. Но метод их идентификации не выдерживал критики, так как с диоксидом марганца могли соосаждаться многие другие элементы.

Наблюдаемое Ферми впервые в истории физики деление ядер урана не было правильно понято. Ферми предположил, что ядро урана, захватив нейтрон, становится бета-радиоактивным и после испускания бета-частицы превращается в ядро нового трансуранового элемента.

Эта работа Ферми и аналогичные работы его друга Э. Сегре привлекли широкое внимание учёных к возможности деления ядер урана. В конце 1934 г. известный физико-химик И. Ноддак выступила в техническом журнале со статьёй, в которой говорилось: «Допустимо, что при бомбардировке тяжёлых ядер нейтронами эти ядра распадаются на несколько больших осколков, которые являются изотопами известных элементов, хотя и не соседних с облучёнными». На эту мысль И. Ноддак не обратили внимания, и её пророчество повисло в воздухе.

В 1938 г. Ф. Жолио-Кюри и югославский учёный П. Савич нашли, что в продукте облучения урана нейтронами присутствует какой-то редкоземельный элемент.

В исследования по облучению урана нейтронами включились немецкие учёные О. Ган, Л. Мейтнер и Ф. Штрассман. У них был большой опыт в области радиохимии, и поэтому они посчитали необходимым разобраться в таком важном и сложном вопросе, как создание новых химических элементов.

Новые элементы Ферми напоминали им об уране – Z, открытом О. Ганном в 1923 г., и оказавшемся изотопом протактиния. Кропотливо и настойчиво Ган, Мейтнер и Штрассман уточняли и расширяли



Дж. Чедвик, а также Ирен Жолио-Кюри и Фредерик Жолио-Кюри



представления о последствиях облучения урана и тория нейтронами. Работа И. Кюри и Савича в Париже подтвердила, что при воздействии медленных нейтронов на уран возникает не протактиний, а элемент, напоминающий лантан, т.е. элемент с порядковым номером, гораздо меньшим номера урана. Но это утверждение не было ими распространено в среде физиков и не было опубликовано.

Однако эти работы послужили поводом для Гана и Штрассманна (Л. Мейтнер вынуждена была покинуть Германию из-за гонения фашистов) ещё раз исследовать химическую природу бета-излучателей, возникающих в уран – нейтронных реакциях. Они выявили, что в осадок выпал барий.

Исследуя продукты облучения урана нейтронами с использованием метода носителей, обнаружили во фракциях, осажденных с лантаном и барием, радиоактивность, которая не менялась при дробной кристаллизации солей бария, когда радий должен отделяться от бария.

Следовательно, продукты облучения урана нейтронами содержат радиоактивные изотопы лантана и бария. В лабораторном журнале учёные записали: $A_U + A_n = A_{Ba} + A_{Tc}$. Это означало: сумма массовых чисел урана и нейтрона примерно равна сумме массовых чисел бария и технеция.



О. Ган., Ф. Штрассманн

Учёные не сделали однозначного вывода о совершённом ими открытии, но поспешили результаты исследований отправить в журнал. 22 декабря 1938 г. в редакцию журнала «Натурвиссеншафтен» («Naturwissenschaft») (Берлин) поступает статья немецких физиков О. Гана и Ф. Штрассманна «О доказательстве существования и свойствах щелочноземельных металлов, возникающих при облучении урана нейтронами».

В статье было написано об образовании ядер бария. 28 января 1939 г. в редакцию журнала «Натурвиссеншафтен» поступает вторая статья немецких физиков О. Гана и Ф. Штрассманна «Доказательство возникновения активных изотопов бария из урана и тория при облучении нейтронами».

Эти работы, проведённые в институте кайзера Вильгельма в Берлине – вотчине М. Планка, патриарха всех физиков – ядерщиков, закрепили приоритет немецких физиков в открытии цепной ядерной реакции. За открытие цепной ядерной реакции О. Ган и Ф. Штрассманн были удостоены Нобелевской премии в 1944 г. «Ныне, когда прошло уже много лет с того времени, как был открыт процесс деления ядер атомов, можно с уверенностью сказать, что это было одно из тех редких открытий, которое оказало значительное влияние на жизнь всего человечества» (академик А.М. Петросьянц).

Чуть позже Л. Мейтнер и О. Фриш своими экспериментами доказали, что ядра урана – 235 делятся под действием медленных нейтронов на два осколка. Они ввели термин «деление ядер». Деление ядер урана сопровождается выделением энергии примерно 200 МэВ, при этом число нейтронов на один акт деления составляет 2,5. Именно это обстоятельство позволяет осуществлять цепную ядерную реакцию с высвобождением огромного количества энергии.

В Принстоне Н. Бор и А. Уилер приступили к разработке теории деления ядра. Они ссылались на работы сотрудника Ленинградского физико-технического института Я.И. Френкеля, который независимо от Бора и Уиллера предложил теорию деления ядер. После расчетов Ю.Б. Харитона и Я.Б. Зельдовича, Э. Ферми, Ф. Жолио–Кюри общепринятым стало положение о цепном характере деления ядер урана.

В июне-августе 1939 г. группа французских учёных под руководством Жолио – Кюри и Халбана, запатентовала ряд изобретений, которыми защищалась промышленная собственность как на способ контролируемого использования ядерной энергии, так и на способ осуществления цепной ядерной реакции. Право на эти патенты было закреплено за Национальным центром научных исследований Франции. Патенты были зарегистрированы только в Австралии.

Впервые о возможности осуществления управляемого процесса деления ядер урана заявили в 1940 г. Я.Б. Зельдович и Ю.Б. Харитон. Расчеты показали, что необходимо иметь материал высокой чистоты и создать критическую массу. Поскольку деление ядер

урана-235 с большей вероятностью осуществляется медленными нейтронами, то необходимо применение замедлителей, например графита.

В 1940 г. аспирантами И.В. Курчатова, Г.Н. Флеровым и К.А. Петржаком открыто явление спонтанного деления ядер урана, что свидетельствовало о возможности первоначального возбуждения цепной реакции деления ядер урана без внешних источников нейтронов.

По мнению Флерова и Петржака под сообщением о данном открытии должна стоять также и подпись И.В. Курчатова, но он отказался его подписывать, так как не хотел затенять своих учеников.

В том же 1940 г. американские физики Э. Мак-Миллан и Абельсон доказали, что при облучении урана нейтронами получается новый элемент: нептуний (Np) с атомным номером 93. Нептуний-239 является β -активным излучателем с периодом полураспада 2,3 суток.

В 1940-1941 гг. Г. Сиборг, В. Мак-Миллан, Дж. Кеннеди и Сэгре получили изотоп элемента № 94 с массовым числом 238 путем бомбардировки урана в циклотроне дейтронами с энергией 14 Мэв. Этот элемент назвали плутонием (Pu).

Химия плутония-238 изучалась микрохимическими методами на микрограммовых количествах, полученных на циклотроне. Лишь после работ с Pu^{238} было установлено, что распад Np^{239} приводит к образованию долгоживущего изотопа Pu^{239} с периодом полураспада 24390 лет.

Нептуний и плутоний по традиции названы по именам планет, следующих за планетой Уран. Громадное практическое значение имеет изотоп Pu^{239} , который наряду с U^{235} является изотопом, делящимся под воздействием медленных нейтронов на два осколка с высвобождением громадного количества энергии и выбрасыванием нескольких нейтронов, способных поддерживать цепную реакцию деления ядер. (В 1951 г. Г. Сиборг вместе со своим коллегой Э. Мак-Милланом получил Нобелевскую премию «за открытия в области химии трансурановых элементов»).

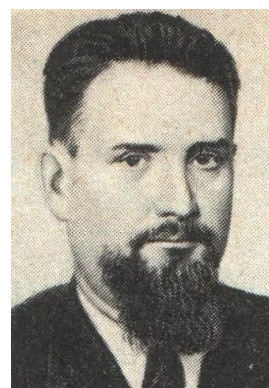
Уже 8 декабря 1941 г. руководство США поддержало У. Лоуренса об активизации исследований по использованию плутония – 239 в качестве использования его в создании бомбы.

Во многом инициированные учёными-атомниками (Сциллард, Ферми, Вигнер, Теллер) в 1940 г. в США начинаются работы по созданию атомной бомбы, закодированные под названием Манхэттенский проект. Руководителем проекта назначен генерал Л. Гровс, научным руководителем – доктор Ю. Оппенгеймер.

20-22 декабря 1941 г. в Металлургической лаборатории Чикагского университета начались интенсивные исследования, которыми руководил лауреат Нобелевской премии А. Комптон. Исследования ставят своей целью накопление данных по проекти-



Э. Ферми и И.В. Курчатов

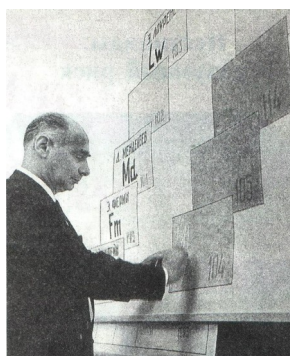


рованию и строительству ядерных реакторов и заводов по выделению плутония из облучённого ядерного горючего.

В ноябре 1942 г. создана Лос-Аламосская ядерная лаборатория США. Под руководством Э. Ферми 2 декабря 1942 г. в Чикаго запущен первый в мире атомный реактор, которому Э. Ферми разрешил работать всего 28 мин. Критическая масса составила 46 т урана, размещенного среди 385 т чистого графита. Знакомая с разведывательными материалами по этому проекту, И.В. Курчатов оценил это событие «как крупнейшее явление в мировой науке и технике». Затем были построены промышленные реакторы для наработки плутония-239. За 1942–1945 гг. было наработано урана 235 и плутония-239 на три атомные бомбы.

В январе 1943 г. получено разрешение от американских властей на постройку газодиффузионного завода для разделения изотопов урана – 238 (U^{238}) и урана – 235 (U^{235}) в долине реки Теннесси (Оук – Ридж, штат Теннесси). Весной 1945 г. на заводе по разделению изотопов урана получена продукция – высокообогащённый U^{235} , из которого изготовлена ядерная бомба «Малыш», сброшенная на Хиросиму 6 августа 1945 г.

16 июля 1945 г. в пустыне Аламогордо (штат Нью-Мексико) произведено успешное испытание первой в мире атомной бомбы (на основе U^{235}). 6 и 9 августа 1945 г. американские атомные бомбы разрушили японские города Хиросиму и Нагасаки, погибли сотни тысяч мирных жителей.



Г.Н. Флёров, К.А. Петржак



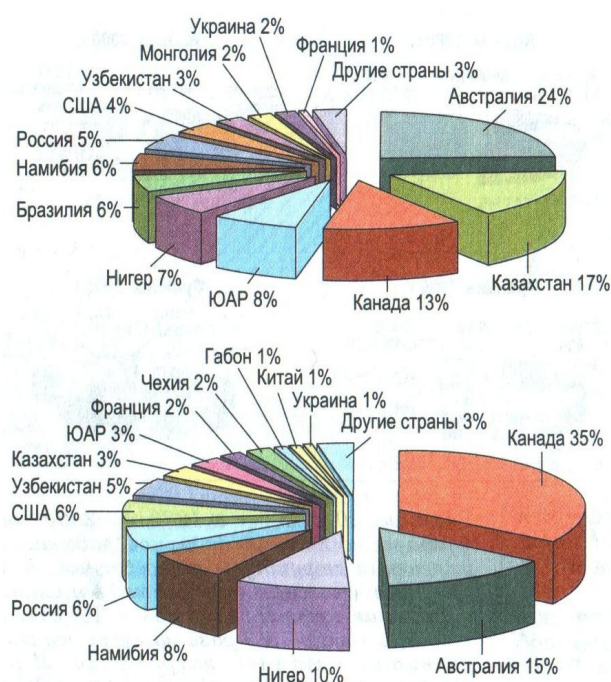


Рис. 1. Мировые запасы и производство урана в 2005 г.

12 августа 1945 г. выходит в продажу книга Г.Д. Смита «Атомная энергия для военных целей», представляющая собой официальный отчет о разработке ядерной бомбы. На русский язык книга была переведена в ноябре 1945 г. и издана в январе 1946 г. тиражом в 30 тыс. экз.

Работы по созданию первой ядерной бомбы в бывшем Союзе начались в 1943 г. под руководство И.В. Курчатова и завершились успешным испытанием «изделия» на Семипалатинском полигоне в августе 1949 г. Становление урановой промышленности происходило в тесной связи с потребностями промышленности в этом металле.

Первый этап охватывает период с 1853 по 1900 гг. Урановые руды гидротермального месторождения Иохимсталь (Чехия) перерабатывались в небольших количествах с целью получения соединений урана, применяемых для окраски стекла, фарфора, эмалей.

1900–1942 гг. можно с полным основанием считать радиевым периодом развития урановой промышленности. Урановые руды перерабатывались, в основном, с целью получения солей радия. Они широко использовались в научных исследованиях при изучении строения атома, ядерных реакций, в медицине для лечения злокачественных опухолей.

В 1906 г. начал действовать первый центр добычи радия и урана – Иохимсталь (с 1918 г. – Яхимово). С 1923 г. развернулась добыча радия из руд месторождения Шинколобве (бывшее Бельгийское Конго, сейчас Заир). В 1933 г. началась переработка руд месторождения Эльдorado в районе Большого Медвежьего озера (Канада). В США радий получали при переработке карнотитовых руд плато Колорадо (с 1913 г.). В

России первые препараты радия получены под руководством В.Г. Хлопина в 1921 г. из Тюямуонской руды (Таджикистан).

Всего за 1906–1939 гг. было получено 1000 г радия в виде бромидов и хлоридов. Попутно выделено 4000 т урана, это количество урана значительно превышало мировую потребность в уране.

Сокращалась потребность в радии в связи с открытием более дешевых источников радиоактивного излучения. Максимальное количество радия (240 г) было получено в 1939 г. Масштабы добычи урановых руд значительно сократились к началу второй мировой войны. Положение в урановой промышленности резко изменилось с открытием цепной ядерной реакции деления урана.

В связи с возросшим спросом на уран темпы развития урановой промышленности резко увеличились. Основной целью переработки урановых руд стало получение металлического урана для ядерных реакторов – накопителей плутония, диоксида урана – для изготовления тепловыделяющих элементов атомных электростанций (АЭС), гексафторида урана – для разделения изотопов урана. Накапливались стратегические запасы делящихся материалов: урана-235 и плутония-239.

Если рассматривать изменение масштабов производства урана по годам, то можно отметить три этапа. С 1940 по 1960 гг. наблюдалось резкое увеличение производства урана с 1000 т до 40 тыс. т в год (без стран бывшего Совета экономической взаимопомощи). Основными производителями урана являлись США (39%), Канада (35%), ЮАР (16%). С 1961 г. начался спад в производстве урана, вызванный значительным объемом накопленных стратегических запасов и слабым развитием атомной энергетики.

В 1966 г. производство урана снизилось до 17 тыс. т (без стран бывшего СЭВ). Новый подъем в производстве урана связан уже с развитием атомной энергетики. В 1980 г. в капиталистическом мире произведено 44 тыс. т урана. С 1982 г. начался новый спад в производстве урана. В 1987 г. производство урана составило 36 тыс. т (без стран бывшего СЭВ). Общеплановое производство урана снизилось с 61 тыс. т в 1988 г. до 32 тыс. т в 1994 г.

Это снижение связано с достижением соглашений о сокращении количества ядерных зарядов, а также с использованием в ядерной энергетике накопленных складских запасов.

Мировое производство урана в 1998 г. составило 33730 т, в 1999 г. – 31065 т, в 2000 г. – 34750 т. То есть, с 2000 г. начался новый подъем в производстве урана. В 2001 г. мировое производство урана составило 36 тыс. т, в том числе в Канаде 11 тысяч т и в Австралии – 8 тыс. т.

В 2002 г. производство урана возросло до 40 тыс. т. В то же время АЭС израсходовали 64 тыс. т, разница в 24 тыс. т покрыта за счет складских запасов. В 2005 г. мировая добыча урана составила 40 219 т (рис. 1).

Впервые за несколько лет годовой прирост добычи урана в мире составил 15%, превывсив все прогнозы консалтинговых компаний. В 2009 г. в мире было добыто 50600 t урана. Изменилась и география добычи.

Ведущие позиции занял Казахстан, где был достигнут прирост в 63% по сравнению с 2008 г. и получено 13820 t урана. В результате доля этой страны в мировой добыче урана составила 28%. Республика Узбекистан в последние годы уверенно входит в десятку ведущих стран – производителей урана в мире (рис. 2).

Среди добывающих компаний на первое место по итогам 2009 г. вышла французская AREVA с 8623 t добытого урана. Эта компания владеет предприятиями в Канаде, Нигерии, Казахстане и Франции. В числе лидеров – также канадская Cameco и британская Rio Tinto. В ведущую семёрку производителей входит также и НГМК (рис. 3).

По данным Международного агентства по атомной энергии (МАГАТЭ) на конец 2002 г. в 31 стране мира действовало 438 атомных реакторов общей мощностью 359 млн. kW и с годовой выработкой 2665 млрд. kW·h электроэнергии, что составляет 17% от выработки электроэнергии в мире.

В ряде стран доля электроэнергии, вырабатываемой на АЭС, гораздо выше среднемировой (Франция – 78%, Литва – 81%, Бельгия – 58%, Украина – 45%, Ю. Корея – 41%, Швейцария – 40%, Япония – 34%, Швеция – 47%, Германия – 28%, Великобритания – 22%, США – 19,8%). Многие государства, ранее не использовавших атомную энергию, обнародовали планы строительства АЭС. Главными причинами являются снижение уровня обеспеченности запасами углеводородного сырья и повышение цен на энергоносители на фоне непрерывного роста мирового энергопотребления.

Необходимое увеличение доли АЭС в электроэнергетике связано и с рядом весомых преимуществ АЭС перед тепловыми электростанциями, работающими на природном газе, нефти, мазуте, угле. Главными стимулами являются экономические и экологические преимущества. Цена атомной энергии в странах Западной Европы ниже по сравнению со станцией, работающей на газе, в 2,5 раза, мазуте – в 1,5 раза.

В 1999 г. цена 1 kW·h электроэнергии на АЭС США составила 1,83 цента, что значительно ниже, чем на теплоэлектростанциях, работающих на угле (2,07 цента), нефти (3,18 цента) и газе (3,52 цента).

Об экономичности и экологической чистоте АЭС убедительно говорит опыт Франции. На встрече в торговой палате в Москве в конце 90-х годов представитель французской энергетической компании заявил: «Работа в течение 10 лет 34 реакторов мощностью 900 МВт каждый сэкономила для Франции не менее 150 млрд. франков и предотвратила выбросы в атмосферу опасных для здоровья высокотоксичных



Рис. 2. Добыча урана в 2009 г. основными странами – производителями, %

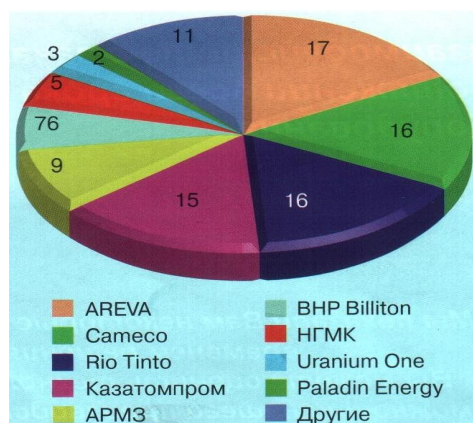


Рис. 3. Добыча урана в 2009 г. крупнейшими компаниями, %

веществ: 10,3 млн. t. оксидов серы, 3,5 млн. t. оксидов азота, 0,4 млрд. t. углекислого газа и 1 млн. t. золы и пыли».

По оценке эксплуатация АЭС мира в 2001 г. эквивалентна снижению выбросов углекислого газа в размере 2,7 млрд. t., что составляет около 10% ежегодной эмиссии этого загрязнителя атмосферы. Одновременно на 2 млрд. t. снижается расход кислорода на сжигание топлива. На АЭС энергоотдача единицы массы топлива в 100000 раз больше, чем на угольных ТЭС. Блок АЭС мощностью 1 млн. kW потребляет в год 30 t ядерного топлива со средним содержанием урана-235 3,33%.

Золо-шлаковые отвалы, образующиеся в результате работы ТЭС мощностью 2 млн. kW в течение одного года, занимают площадь 120 гектаров и содержат 800 тыс. t твердых отходов.

В них содержатся ряд токсичных элементов (мышьяк – 90 t, барий – 300 t, ртуть – 20 t, ванадий – 70 t), а также естественные радионуклиды, содержащиеся в угле. Это калий-40 (до 650 kg), уран-238 – 10000 kg и др. Содержание естественных радионуклидов в золе составляет от 50 до 9000 Бк/kg. К тому же, сжигая огромное количество органического

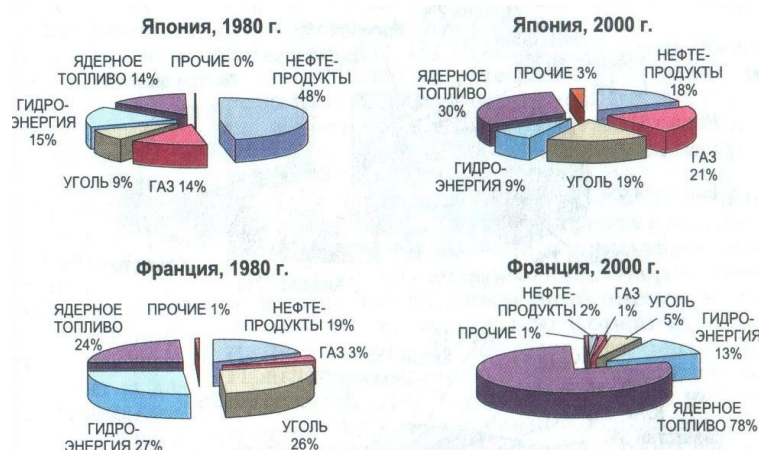


Рис. 4. Структура энергопотребления в Японии и во Франции

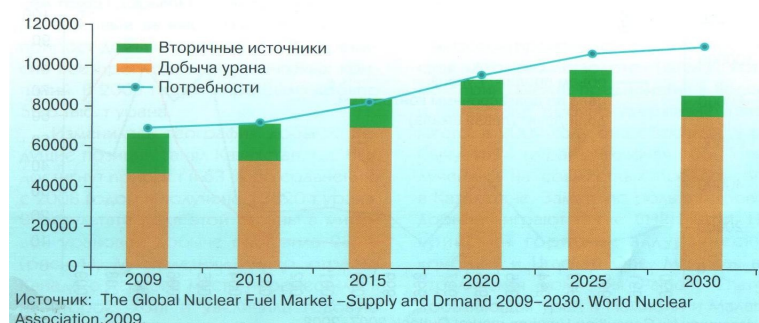


Рис. 5. Фактическое (2009-2012 гг.) и прогнозируемое (2013- 2030 гг.) соотношение спроса – предложения природного урана

топлива, человечество тем самым уменьшает запасы ценного сырья, необходимого для органического синтеза ценнейших веществ.

Особенно примечателен в этой связи опыт таких высокоразвитых стран, как Франция и Япония. Всего за 20 лет – 1980 по 2000 гг. эти страны добились радикального изменения структуры потребления энергии. Франция снизила потребление нефтепродуктов в 10 раз, угля – в 5 раз, газа – в 3 раза за счёт усиленного развития атомной энергии. Япония также почти втрое уменьшила свою зависимость от ввозимых нефтепродуктов за счёт строительства АЭС (рис. 4).

В 2009 г. потребности в сырье для атомных реакторов составили, по данным WNA (World Nuclear Association), 65405 т урана. В течение ближайших

20 лет количество атомных реакторов в мире может увеличиться вдвое (с 436 до 823), при этом мощность возрастёт ещё больше. Особенно активно строить АЭС планируют Китай, Индия и США. В настоящее время в мире строится 53 атомных реактора.

Ожидается, что мировым лидером в развитии атомной энергетики в ближайшие годы станет Китай, где кроме 11 действующих и 20 строящихся проектируется ещё 33 реактора. К середине XXI века эта страна станет крупнейшим потребителем урана.

Согласно прогнозной оценке WNA соотношения спроса и предложения, можно ожидать, что дефицит природного урана на рынке сохранится. При этом до 2020 г. он может быть частично компенсирован из вторичных источников, затем наступит время «острого дефицита» (рис. 5).

Чтобы в течение ближайших двух десятилетий обеспечить атомную энергетику ураном, его производство нужно удвоить. Это означает, что уже сейчас необходимо активизировать геологоразведочные работы на уран.

Всего по данным CRU Group в настоящее время в мире насчитывается около 3000 урановых проектов.

Но качество перспективных месторождений по многим параметрам значительно хуже, чем на объектах, которые разрабатываются в настоящее время.

Например, среднее содержание урана в разведываемых месторождениях на 60% ниже, чем в эксплуатируемых. Многие из месторождений находятся в сложных географических и климатических условиях. Всё это приведёт к тому, что затраты на производство урана со временем будут расти. Прогнозируется, что себестоимость добычи урана на рудниках, которые войдут в эксплуатацию в ближайшие двадцать лет, в среднем составит не менее 60 долл. США за фунт U_3O_8 .

Однако, несмотря на очевидные высокие затраты на разработку запасов уранового сырья, растущий интерес к атомной энергетике во всём мире позволяет уверенно прогнозировать стабильный рост уранового рынка.

Список литературы:

1. Кузнецов В.И. Уран: четыре этапа познания // Химия и жизнь. – 1974. - № 1. - С. 9-14.
2. Михайлов В.Н., Петросьянц А.М., Горобец Б.В., Кротков В.В., Негин Е.А., Цыркв Г.А. Создание первой советской ядерной бомбы. – М.: Энергоатомиздат, 1995.
3. Шаталов В.В., Садыков Р.Х. и др. Ядерная энергетика: тенденции в потребностях и поставках урана // Атомная техника за рубежом. - 1997. - № 10. - С.13-18.
4. Ренейский А. Ядерная энергетика: состояние и перспективы // Бюллетень по атомной энергии, ЦНИИ правления, экономики и информации. – 2003. - № 6. - С.37-42.
5. Мещеряков В., Кошелев Ф., Данейкин Ю. Сравнение относительной опасности ядерного и угольного топливных циклов // Бюллетень по атомной энергии. - 2003. - № 7. - С.51-54.
6. Путивцев В. Урановый рынок вышел из застоя // Металлы Евразии. – 2010. - № 4. – С. 64-66.

ИССЛЕДОВАНИЕ ТЕХНОЛОГИЧЕСКОЙ СХЕМЫ ВСКРЫШНЫХ РАБОТ ПРИ ТРАНСПОРТНОЙ СИСТЕМЕ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГОПАДАЮЩИХ ПЛАСТОВЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ

Хакимов Ш.И., доцент кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук

Horizantal va og'ma joylashgan qatlamli foydali qazilmalarni ochiq usulda transport texnologik sxemasi yordamida qazishda uning samaradorligi ko'p jihatdan karyerning ish maydonida kon ishlarini olib borish frontlarining bir biriga nisbatan joylashuvi muhim ahamiyat kasb etadi. Maqolada yuqorida qayd etilgan sharoitlarda qo'llanilishi mumkin bo'lgan, ish frontlarining bir biriga nisbatan joylashuviga qarab farqlanadigan (parallel va ketma-ketlikda) transport texnologik sxemalar va ularning samarador o'lchamlarini hisoblash metodikasi, hamda transport tizimlarining parametrlari o'zgarishi natijasida solishtirma xarajatlarning o'zgarishi diagrammalari keltirilgan. Ishlab chiqilgan diagrammalarga ko'ra, ish frontlarini parallel joylashtirib qazish texnologik sxemasi, ketma - ket joylashtirib qazish sxemasiga qaraganda samarali hisoblanadi.

The effectiveness of the development of horizontal and gently sloping fields in the transport process scheme largely depends on the location of the fronts of mining operations in the work area career. The article provides a scheme in relation to the conditions under consideration, the method of calculation of rational parameters and diagrams of unit costs change depending on changes in the parameters of the transport scheme. According to the diagram at equal rational is the parallel arrangement of the fronts.

В карьере Ташкура Кызылкумского фосфоритного комбината горные работы осуществляются по транспортной системе разработки перевозкой вскрыши во внутренние отвалы автомобильным транспортом. При этом в карьере применение этой системы имеет некоторые особенности, усложняющие ее реализацию. Технология тонкослоевой селективной выемки разных технологических сортов фосфоритовых руд фрезерными комбайнами требует значительных по размерам рабочих площадок для нормального ведения добычных работ [1-3].

Проведенный анализ развития горных работ на действующем карьере показал, что разработка пластов короткими блоками приводит к увеличению затрат времени на технологические простои и снижению производительности комбайнов. Слишком большая длина рудного фронта работ влечёт за собой увеличение длины откатки вскрышных пород, а уменьшение длины откатки за счет сокращения длины карьерного поля или размера рудного блока усложняет производство добычных и вскрышных работ. Кроме того, ухудшаются условия развития внутреннего отвала, что в итоге приводит к задержке как вскрышных, так и добычных работ из-за отсутствия подготовленного фронта. Таким образом, существующая технологическая схема ведения работ требует адаптации к условиям карьера Ташкура.

Исследованиями установлено [4-7], что эффективность транспортных технологических схем во многом зависит от расположения фронтов вскрышных, добычных и отвальных работ. Фронты работ могут располагаться последовательно друг за другом (рис. 1, а)

или параллельно друг другу (рис. 1, б). В обоих случаях важным параметром является расстояние перевозки вскрышных пород.

Для определения рациональных параметров технологических схем с параллельным и последовательным расположением фронтов работ разработана соответствующая методика. Согласно этой методике длина транспортирования вскрышных пород при параллельном расположении фронтов работ определяется следующим образом.

Ширина заходки (панели) вскрышных уступов (верхнего - $Ш_{п.верх}$ и нижнего - $Ш_{п.}$), полосы зачистки кровли (первого - $Ш_{з.к}^I$ и второго - $Ш_{з.к}^{II}$) и очистных блоков (первого - $Ш_{о.ч}^I$ и второго - $Ш_{о.ч}^{II}$), ширины отсыпки отвальных ярусов $Ш_{я.о}^H$ - нижнего, $Н_{я.о}^B$ - верхнего и блока БВР ($Ш_{БВР}^{II}$ - нижнего) между собой равны и их общую длину можно представить в виде:

$$L_{п} = Ш_{п.} \cdot N, \quad (1)$$

где $L_{п}$ – длина переменной части дорог;

N – количество полосы ведения горных работ.

Буровзрывные работы, проводимые между очистным блоком первого пласта и блоком нижнего вскрышного горизонта, должны быть изолированы от крайнего заряда скважин на расстояние не менее 150 м из обеих сторон взрываемого блока ($Ш_{бв}$).

Для передвижения транспортных средств по горизонтам (I и II вскрышными) и отвальным ярусам транспортные полосы ($Ш_{т.п.}$) должны быть шириной 25-30 м. В связи с запрещением работ механизмов вблизи зоны разгрузки транспорта полоса безопасности должна быть равна $Ш_{п.б} = (1,1 \div 1,2) \cdot N_{я.}$

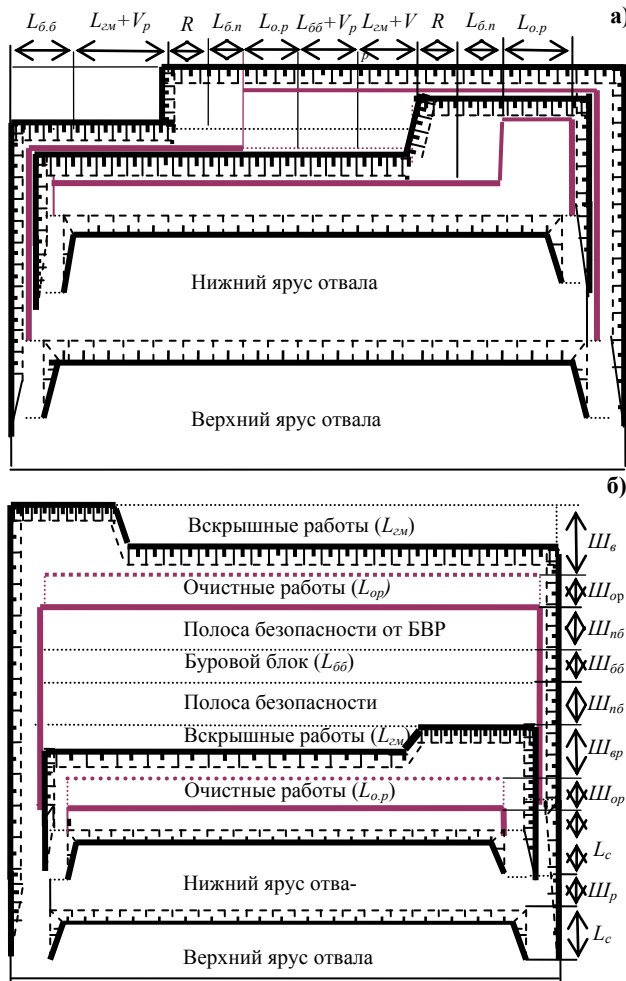


Рис. 1. Технологическая схема разработки при последовательном (а) и параллельном (б) расположении фронтов вскрышных и добычных работ

В соответствии с изложенным, длина транспортировки по верхнему и нижнему вскрышным уступам при параллельном расположении фронтов работ определяется по формуле:

$$L_{тр.вскр}^B = 2(\Pi_n + \Pi_{Т.П} + \Pi_{Б.П} + \Pi_{Б.З} + \Pi_{Б.Р}) + \frac{L_{ф.Р}}{2}; \quad (2)$$

$$L_{тр.вскр}^H = \Pi_n + \Pi_{Т.П} + \Pi_{Б.З} + \Pi_{Б.П} + \Pi_{Б.Р} + \frac{L_{ф.Р}}{2}; \quad (3)$$

При последовательном расположении фронтов горных работ длина транспортировки определяется выражением:

$$L_{ф.Р} = 2(L_{0,p} + L_{Б.П} + R_3) + 3 \cdot L_{Б.З} + g_p^H + \frac{h_B^B \cdot K_p}{i_p}; \quad (4)$$

Оптимальные параметры системы разработки определяются путем поиска минимальных суммарных затрат на разработку 1 м³ горной массы:

$$Z = Z_c + Z_{т.в} + Z_{т.р} + Z_o \rightarrow \min, \quad (5)$$

где Z_c – затраты на сооружение съездов, приведенные на 1 м³ перевозимой через съезд горной массы, у.е./м³;

$Z_{т.в}$ – стоимость транспортировки вскрыши, у.е./м³;

$Z_{т.р}$ – затраты на транспортировку руды, у.е./м³;

Z_o – затраты на укладку вскрыши в отвал, у.е./м³.

Затраты по вышеизложенным видам работ можно вычислить по следующим формулам:

Затраты на сооружение съезда:

$$Z_c = \frac{C_{пер} \cdot h_y \cdot K_p \cdot B + ctg\beta \cdot H_y^2}{2i_p \cdot l_{6.6} \cdot \Pi_n} \text{ у.е. м}^3, \quad (6)$$

где $C_{пер}$ – затраты на устройство 1 м³ съезда, у.е./м³,

i_p – значение руководящего уклона, дол. ед.,

B – ширина съезда по верху, м,

$l_{6.6}$ – расстояние между съездами, м,

Π_n – шаг передвижки горных работ (ширина панели),

h_y – высота уступа, м.

2. Затраты на транспортировку:

$$Z_{т.р(тр.в)} = C_{ткм} \cdot \gamma \cdot \frac{L_{т.р(тр.в)}^{B(H)}}{1000}, \quad (7)$$

где $C_{ткм}$ – затраты на перевозку горной массы автосамосвалами, у.е./т км;

γ – плотность породы, т/м³.

3. Затраты на отвалообразование:

$$Z_{отв} = (C_{отв} \cdot V / 100) \cdot (1 - P), \text{ у.е./м}^3, \quad (8)$$

где P – объем горной массы укладываемой для создания транспортного заезда в отвале.

При $P \leq 1$

$$\left(\frac{h_y \cdot K_p \cdot B + ctg\beta \cdot (H_K \cdot K_p)^2}{2i_{6.6} \cdot \Pi_n} \right) = P, \quad (9)$$

При $P > 1$,

$$Z_{отв} = 0.$$

$C_{отв}$ – затраты на укладку 1 м³ вскрыши в отвал бульдозером,

V – объем породы, подлежащий планировке бульдозером, ($V=40 \div 70\%$).

Средневзвешенные затраты на транспортировку вскрыши из двух горизонтов:

$$Z_{т.р.СРВ} = \frac{Z_{т.р.В}^B \cdot h_B^B + Z_{т.р.В}^H \cdot h_B^H}{h_y^B + h_y^H}. \quad (10)$$

Затраты на транспортировку руды, приведенные на 1 м³ горной массы:

$$Z_{т.р} = h_p \cdot Z_{т.р.В} / h_n + h_B. \quad (11)$$

Для расчета параметров технологических схем в соответствии с изложенной методикой разработаны компьютерные программы и выполнены расчеты, результаты которых приведены в графиках рис. 2, которые показывают, что при заданных соотношениях высоты уступа с увеличением ширины панели и длины фронта работ общие затраты (5) сначала падают и затем постепенно нарастают. Изменение общих затрат характеризуется параболической зависимостью. Это объясняется тем, что интенсивность сниже-

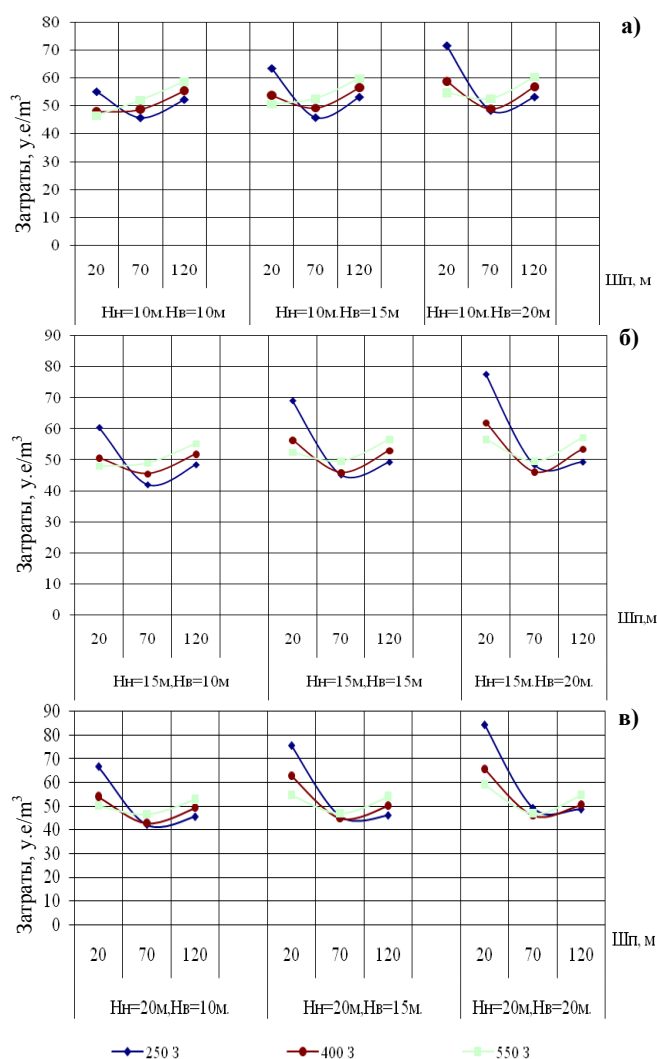


Рис. 2. Графики изменения удельных затрат в зависимости от параметров транспортной системы разработки с параллельным расположением фронтов вскрышных и добычных работ: H_n , H_v – высоты нижнего и верхнего вскрышного уступов, $Ш_p$ – ширина панели; 3 – общие затраты, при длине карьера 250 м (а), 400 м (б) и 550 м (в) соответственно

ния затрат на устройство съездов больше, чем интенсивность роста транспортных расходов. С увеличением высоты нижнего уступа общие затраты постепенно падают и увеличиваются с увеличением высоты верхнего вскрышного уступа.

Из графиков на рис. 3 следует, что общие затраты (5) при последовательном расположении вскрышных

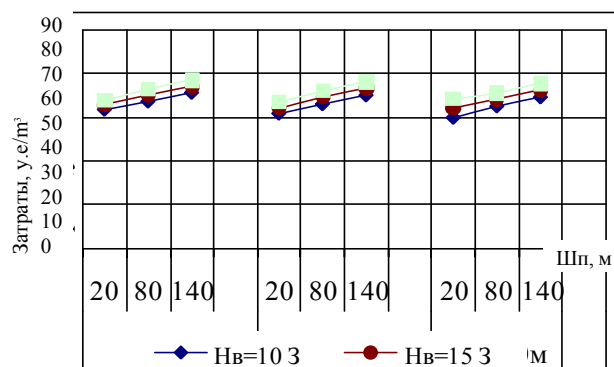


Рис. 3. Графики изменения удельных затрат в зависимости от изменения ширины панели и высоты уступов при последовательном расположении фронтов вскрышных и добычных работ

и добычных фронтов работ находятся в прямой зависимости от ширины панели и высоты уступов. При заданной высоте нижнего уступа с увеличением высоты верхнего уступа и ширины панели общие затраты постепенно увеличиваются. При заданной высоте верхнего уступа затраты увеличиваются за счет увеличения ширины панели и уменьшаются при увеличении высоты нижнего вскрышного уступа. Из графиков, представленных на рис. 2 и 3, следует, что технологическая схема с последовательным расположением вскрышных и добычных фронтов работ характеризуется более высокими удельными затратами и незначительной шириной обрабатываемой панели по сравнению с технологической схемой с параллельным расположением фронтов работ. Таким образом, разработаны адаптированные к условиям многопластовых месторождений варианты транспортных технологических схем, отличающиеся друг от друга расположением фронтов горных работ (вскрышных, подготовительных, добычных и т.д.) в рабочей зоне карьера. По этому признаку фронт горных работ может перемещаться параллельно или последовательно на разных уступах. Установлены взаимосвязи параметров системы разработки с горно-геологическими условиями и экономическими показателями, на основе которых разработана методика для инженерных расчетов и построены графики, позволяющие определить оптимальные параметры технологических схем.

В соответствии с сопоставлением графиков (рис. 2 и 3) определено некоторое преимущество параллельного расположения фронтов работ (рис. 1, б).

Список литературы:

1. Мальгин О.Н., Иноземцев С.Б. и др. Селективная разработка фосфоритов Джерой-Сардаринского месторождения фрезерным горным комбайном МТС – 250. //Горный вестник Узбекистана. № 1, 2001. С.42-45.
2. Управление параметрами технологических процессов на открытых разработках. М.: Недра, 1984.
3. Хакимов Ш.И. Обоснование оптимальных параметров тонкослоевой селективной разработки фосфоритовой руды.// Горный вестник Узбекистана». № 1, 2004. С. 31-33.
4. Ганицкий В.И. Организация производства на карьерах. М.: Недра, 1983.
5. Егин Б.А. Открытая разработка маломощных горизонтальных месторождений. Л.: изд. ЛГИ, 1987.
6. Ржевский В.В. Технология и комплексная механизация открытых горных работ. М.: Недра, 1979.
7. Шешко Е.Ф. Открытая разработка месторождений полезных ископаемых. М.: Углетехиздат, 1957.

РАЗРАБОТКА И ОБОСНОВАНИЕ ПАРАМЕТРОВ КОНСТРУКЦИИ СКВАЖИННОГО ЗАРЯДА ДЛЯ ДРОБЛЕНИЯ РАЗНОПРОЧНОГО ГОРНОГО МАССИВА

Рахманов Р.А., начальник ПТО рудника Мурунтау Центрального рудоуправления НГМК

Pog'onasining tepa qismida qattiq aralshmasi bo'lgan, turli mustahkamlikdagi kon massasini yumshatish uchun portlovchi modda quduq zaryadining kombinatsion konstruksiyasi taklif etilgan. Portlovchi modda tavsiflari va kon jinslarining turli mustahkamlikdagi qatlamlarini boshqarilgan holda maydalash zonalarini parametrlari orasidagi o'zaro bog'lanish o'rnatildi. Portlovchi modda quduq zaryadining kombinatsion konstruksiyasiga oid zaruriy parametrlarini aniqlashga imkon beradigan o'zaro nisbatlar olindi. Qattiq aralashmani maydalashda portlatish energiyasidan foydalanishning samaradorligini oshirish uchun zaryadlari diametri quduq balandligi bo'yicha o'zgarib boradigan quduq zaryadining kombinatsion konstruksiyasini shakllantirish g'oyasi taklif etilgan.

For the cultivation of different solid massif with strong inclusion in the top of the ledge of a combined design down-hole an explosive charge. The correlation of the characteristics of explosives and zone settings regulated crushing of the diversity of solid layers of rocks. Relationships are obtained which allow to define the necessary parameters of the combined design downhole an explosive charge. For increase of efficiency of use of energy of explosion when crushing strong inclusion of the proposed idea of forming a combined downhole charge of changing height of the borehole diameters charges.

Для рыхления разнопрочного горного массива с крепким включением в верхней части уступа предложена комбинированная конструкция скважинного заряда взрывчатого вещества. Установлена взаимосвязь характеристик взрывчатых веществ (ВВ) и параметров зон регулируемого дробления для разнопрочных слоёв горных пород, получены соотношения, позволяющие определять необходимые параметры комбинированного скважинного заряда. С целью повышения эффективности использования энергии взрыва на дробление крепкого включения предложена идея формирования комбинированного скважинного заряда с изменяющимися по высоте скважины диаметрами зарядов.

Разработана методика определения параметров таких зарядов с учётом их пространственного расположения по высоте уступа. Предложен технический приём изменения механизма передачи энергии взрыва отдельным слоям разнопрочного горного массива, базирующийся на теории короткозамедленного взрывания.

Практикой разработки разнопрочных горных пород осадочного происхождения, в которых крепкое включение расположено в верхней части уступа – в зоне регулируемого дробления, установлено [1, 2], что наличие в толще мягких пород и хаотично распределённых крепких включений затрудняет эффективное использование традиционных методов управления энергией взрыва, основанных на пропорциональности удельного расхода ВВ объёму взрываемых пород.

Снижение коэффициента полезного действия взрыва ведёт к образованию негабаритов (рис. 1). Это связано с излишним взрывным нагружением наиболее слабой нижней части разнопрочного массива, при этом значительная часть энергии затрачивается на уплотнение мягких глин в нижней части уступа, и лишь незначительная часть энергии расходуется непосредственно на рыхление крепкой верхней части уступа сложенной из гравелита и полускального мергеля. Опыт разработки разнопрочных горных массивов свидетельствует



Рис. 1. Образование негабаритов в верхней части разнопрочного вскрышного массива из гравелита и глины на месторождении Джерой-Сардара при взрывании сплошных скважинных зарядов

о необходимости дифференциации параметров буровзрывных работ (БВР) в зависимости от их конкретных структурных и прочностных особенностей. Это обуславливает разработку и внедрение специальных методов буровзрывной подготовки таких пород к экскавации.

Рассмотрение механизма воздействия и разрушения разнопрочного горного массива скважинным зарядом ВВ позволяет прийти к выводу, что основной причиной низкого качества проработки и появления негабаритов при взрыве зарядов ВВ в скважинах, сетка которых определена по традиционной методике для однородного горного массива, является образование неразрушенных зон в пределах крепких включений (рис. 2, а). Неодинаковые прочностные характеристики менее прочного слоя горной породы и крепкого включения приводят к существенному снижению радиуса зон регулируемого дробления в крепкой части r^k , по сравнению с менее прочной r .

В этих условиях качество рыхления разнопрочного горного массива может быть улучшено применением комбинированных зарядов ВВ, энергия взрыва которых в большей мере воздействует на крепкое включение.

Таким образом, для предотвращения образования негабаритов в верхней части скважины и повышения коэффициента полезного действия энергии взрыва на разрушаемый массив становится целесообразным формирование комбинированного скважинного заряда ВВ с изменяющимися энергетическими характеристиками по высоте уступа с заряданием более мощного ВВ в крепкое включение (рис. 2, б).

Для обеспечения заданного качества дробления разнопрочных горных пород с максимальным использованием энергии взрыва требуется обоснование параметров комбинированных скважинных зарядов ВВ.

Проведёнными исследованиями установлена взаимосвязь характеристик ВВ и параметров зон регулируемого дробления для разнопрочных слоёв горных пород, что позволило определять типы ВВ для верхней и нижней частей комбинированной конструкции заряда в зависимости от физико-механических свойств взрывааемых пород.

При определении радиуса зон регулируемого дробления r использованы теоретические разработки [3-7], основанные на квазистатическо-волновой теории в соответствии с решением Ламе:

$$r = r_0 \sqrt{\frac{p_0 \cdot \Delta \cdot D^2}{\sigma_p \cdot (\gamma + 1)}}, \quad (1)$$

где r_0 - радиус заряда, мм;

p_0 - начальное давление продуктов детонации ВВ, Па;

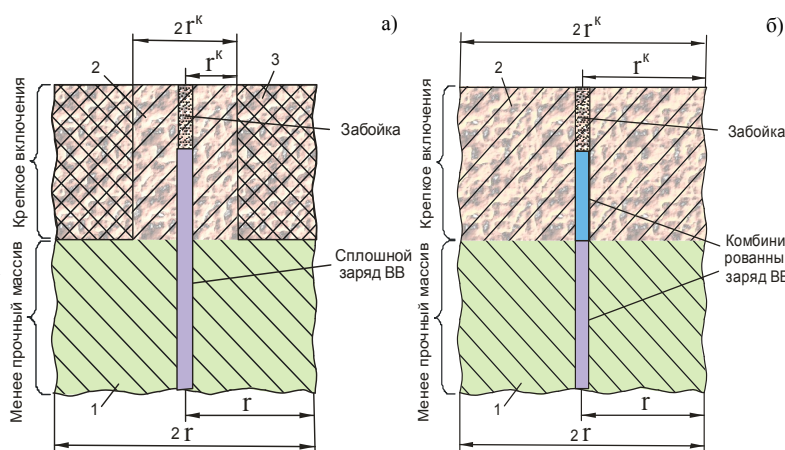


Рис. 2. Характер разрушения разнопрочного горного массива скважинным зарядом ВВ а) сплошным с использованием традиционной технологии буровзрывных работ и б) комбинированным с изменяющимися энергетическими характеристиками ВВ: 1 и 2 – зоны регулируемого дробления соответственно менее прочного массива и крепкого включения; 3 – зона не регулируемого дробления в крепком включении; r и r^k – радиусы зон соответственно регулируемого и нерегулируемого дробления

Δ - плотность заряжания ВВ, kg/m^3 ;

D - скорость детонации ВВ, m/s ;

γ - показатель изэнтропии продуктов детонации;

σ_p - предел прочности на растяжение, Па.

Учитывая, что рациональные параметры БВР должны обеспечивать одинаковые размеры зон регулируемого дробления для соседних разнопрочных слоёв разрушаемых горных пород следует (параметры с верхним индексом «к» относятся к заряду ВВ в крепком включении):

$$d^k \cdot D^k \sqrt{\frac{\Delta^k}{\sigma^k \cdot (\gamma^k + 1)}} = d \cdot D \sqrt{\frac{\Delta}{\sigma \cdot (\gamma + 1)}}. \quad (2)$$

Требуемые параметры ВВ для заряда, располагаемого в крепком включении будут определяться выражением:

$$d^k D^k = \xi d D \sqrt{\frac{\sigma^k}{\sigma}}, \quad \text{где } \xi = \sqrt{\frac{(\gamma^k + 1) \cdot \Delta}{(\gamma + 1) \cdot \Delta^k}}. \quad (3)$$

Таким образом, для достижения равномерного дробления разнопрочных слоёв горных пород следует применять ВВ, удельная мощность которых пропорциональна крепости. Полученное равенство (3) позволяет, если известен приведенный предел прочности на растяжение разнопрочных слоёв горных пород, определить необходимые параметры зарядов ВВ в комбинированной конструкции скважинного заряда, обеспечивающие полное разрушение разнопрочного горного массива.

Приближение заряда ВВ к поверхности уступа и при этом увеличение его мощности в условиях расположения крепкого включения в верхней части уступа ведёт к росту расхода энергии взрыва на бесполезные формы механической работы (разброс кусков породы и увеличение ударно-воздушной волны), потери энергии в процессе детонации ВВ и выброса ядовитых газов в атмосферу.

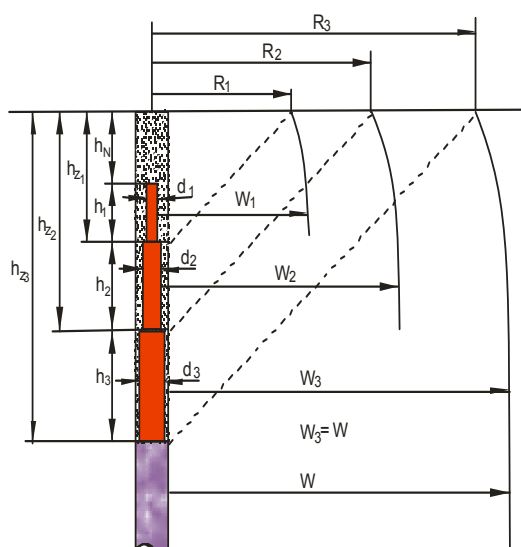


Рис. 3. Схема формирования заряда ВВ с изменяющимися диаметрами в верхней части уступа и принцип их взрывного воздействия на массив

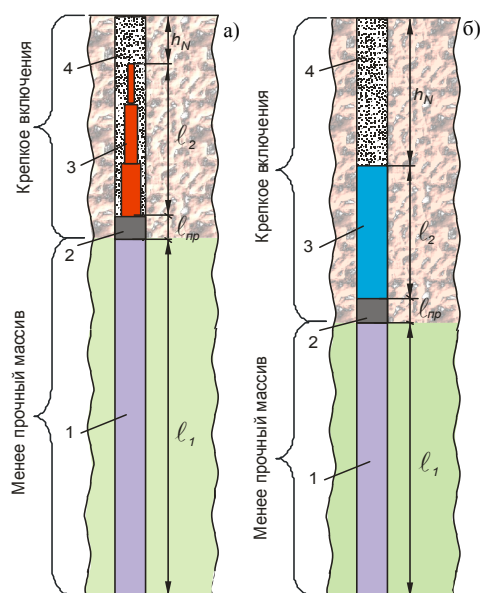


Рис. 4. Конструкция скважинного заряда ВВ для рыхления разнопрочного горного массива: а) - сплошной и б) - изменяющийся диаметры заряда ВВ

Это снижает эффективность использования энергии взрыва на рыхление горного массива. В то же время известно, что улучшить дробление горных пород можно не только увеличением удельной мощности ВВ, но и путём изменения процесса взрывного нагружения горного массива, при котором достигается повышение коэффициента полезного действия энергии взрыва.

Одним из способов, обеспечивающих оптимальную степень дробления горных пород с максимальным использованием энергии взрыва, является разработка новой конструкции скважинных зарядов.

При разработке конструкции заряда ВВ для рыхления разнопрочного массива в основу концепции, принятой автором, заложены идеи изменения механизма передачи энергии взрыва разнопрочному горному массиву, реализуемые на принципе суперпозиции, согласно которой динамические воздействия от близко расположенных зарядов ВВ (верхнего и нижнего) суммируются, создавая повышенные взрывные напряжения в горном массиве, тем самым обеспечивая изменение характера взаимодействия зарядов и многократность воздействия взрывного источника.

Первая идея основана на закономерности формирования взрывной воронки в верхней части уступа. Сущность предложения заключается в формировании в верхней части уступа зарядов ВВ с уменьшающимися, начиная от нижней части забойки к нижней части скважины диаметрами, которые изменяются через определённые участки высоты заряда (рис. 3).

Изменение диаметров d_i в такой конструкции зарядов основано на том, что заряд ВВ с меньшим диаметром занимает место большего, уменьшая тем самым влияние взрыва на радиус образующейся воронки R_i , зону воронкообразования и разброс породы, обеспечивая рациональное использование энергии взрыва на разрушение.

Выбор глубины заложения заряда ВВ h_{zi} с определённым диаметром d_i производится из условия того, что данный участок заряда обеспечивает максимальный радиус воронки взрыва (рыхления) R_i . То есть каждый локальный участок заряда ВВ с высотой h_i воздействует на свою область зоны воронкообразования и тем самым обеспечивает эффект «запирания» и рационального использования энергии взрыва всего заряда ВВ на верхнюю часть уступа.

Для изменения диаметров зарядов ВВ применяются имеющиеся средства и технологии его изготовления, для этого могут быть применены, например, патронированные ВВ, ВВ уложенные в полиэтиленовый рукав и т.п. Высота участка заряда h_i с диаметром d_i , рассчитывается по формулам:

$$h_1 = h_{z1} - h_N, \quad (4)$$

$$h_2 = h_{z2} - h_1 - h_N, \quad (5)$$

$$h_3 = h_{z3} - h_1 - h_2 - h_N, \quad (6)$$

$$h_i = h_{zi} - \sum_{i=1}^{n-1} h_{z(i-1)} - h_N, \quad (7)$$

где h_{zi} и h_N – параметры, определяемые экспериментальными взрывами.

Вторая идея базируется на теории короткозамедленного взрывания. Любое взрывное воздействие на разрушаемую породу принято различать на бризантное – дробящего действия и поршневое – воздействие расширяющихся продуктов взрыва.

Учитывая это, обеспечить повышение эффективности дробления крепкого включения в разнопрочном горном массиве комбинированной конструкцией заряда можно не только за счёт бризантного воздействия, увеличив силу воздействия продуктов детона-

ции на стенки скважины, но и создав условия, способствующие направленному проникновению в крепкое включение продуктов детонации от взрыва нижнего заряда ВВ в менее прочной части массива.

Достичь этого можно путём одновременного воздействия на разнопрочные слои горных пород каждым из зарядов ВВ сначала верхнего, а затем нижнего.

То есть, выполнив верхним зарядом ВВ сначала предразрушение крепкого включения, а затем в процессе разрушения менее прочного массива, выделяющейся энергией от взрыва нижнего заряда, доразрушить крепкое включение.

Для достижения этого становится целесообразно рассматриваемый комбинированный заряд ВВ рассредоточить укороченным инертным промежутком (высотой 0,3-0,5 м), который обеспечит одновременность инициирования зарядов. При методе короткозамедленного взрывания взрывание последующих зарядов должно следовать после раскрытия в среде трещин от действия ранее взорванных зарядов. Соответственно взрыв нижнего рассредоточенного заряда должен следовать через определённый промежуток времени Δt .

Время замедления Δt должно быть достаточным, для того чтобы прямая взрывная волна напряжений сжатия могла пройти через зону дробления и через эту же зону успела бы вернуться обратно волна разрежения-растяжения, производящая основное разрушение породы вблизи свободной поверхности (из-за вызываемых ею растягивающих напряжений, на порядок меньших сжимающих).

Необходимое для этого время состоит из двух частей: времени, затрачиваемого на движение взрывной волны от центра взрыва к свободной поверхности, и времени, затрачиваемого на движение волны разрежения от свободной поверхности (отражённой волны напряжений) до границы зоны дробления, расположенной внутри породы на расстоянии W .

То есть время замедления в рассмотренной системе рассредоточенного заряда должно быть не меньше величины:

$$\Delta t > 2 W / C_k, \quad (8)$$

где C_k - скорость распространения продольной волны в крепком включении, м/с.

На практике время замедления, при котором наиболее полно используется эффект короткозамедленного взрывания должно быть равно величине не менее:

$$\Delta t > 20 W / C_k, \quad (9)$$

Это объясняется необходимостью учёта временных интервалов на развитие трещин и перемещение (отрыв) породы. Выполненные и приведённые теоретические предпосылки не теряют своего смысла, в связи с этим экспериментальные значения Δt , целесообразно принимать не менее приведённых расчётных значений.

На основе теоретических и экспериментальных исследований разработана конструкция скважинного

заряда ВВ для дробления разнопрочного горного массива и предложена методика инженерного расчёта рациональных параметров заряда ВВ для дробления крепкого включения в верхней части уступа.

В разработанной конструкции скважинного заряда (рис. 4) основной заряд ВВ 1 размещают в нижнем менее прочном слое горной породы. Затем помещают укороченную инертную забойку 2.

В зависимости от мощности крепкого включения и величины забоечного пространства сверху располагают заряд ВВ 3 с сплошным диаметром (рис. 4, а), либо с изменяющимся диаметром (рис. 4, б).

С помощью скважинных ударно-волновых трубок неэлектрической системой инициирования применяют раздельное инициирование для каждого из зарядов, при этом подбор интервала замедлений в скважинных или поверхностных ударно-волновых трубках предусматривают инициирование и взрыв сначала верхнего, а затем нижнего зарядов ВВ с замедлением Δt , мс.

После заряжания засыпают буровой шлам 4 в забоечное пространство. Расчёт параметров заряда ВВ производят по приведённой ниже методике.

Для комбинированного заряда ВВ с сплошным диаметром основное соотношение характеристик ВВ, применяемых для заряжания соседних зарядов ВВ, располагаемых в разнопрочных слоях горных пород, определяется из выражения (3).

С целью определения параметров заряда ВВ с изменяющимся диаметром, на крепких включениях гравелитового массива месторождения Джерой-Сардара (карьер Ташкура) выполнены полигонные испытания.

В результате статистической обработки полигонных испытаний получены эмпирические формулы:

1. Для расчёта высоты заряда, обеспечивающей максимальную зону разрушения поверхности уступа, в зависимости от заданного диаметра заряда ВВ:

$$h_z = 27,3d - 0,8. \quad (10)$$

Величина достоверности аппроксимации для данного уравнения составляет $R^2 = 0,95$.

2. Для расчёта высоты незаряженной части скважины (забойки) в зависимости от заданного диаметра заряда ВВ:

$$h_N = (12 \div 16) d \approx 14 d. \quad (11)$$

3. Для расчёта высоты верхней части активной забойки в зависимости от заданного диаметра камуфлетного заряда ВВ:

$$h_K = 22 d - 0,32. \quad (12)$$

Величина достоверности аппроксимации для данного уравнения составляет $R^2 = 0,99$.

На основании полученных в полигонных условиях заисимостей (10) и (11) разработана формула расчёта высот участков заряда ВВ с изменяющимся диаметром для рыхления крепкого включения в верхней части уступа:

$$h_i = Ad_i - B - \sum_{i=1}^{n-1} h_{(i-1)} - Cd_1, \quad (13)$$

где i и n – соответственно номер и количество участков заряда ВВ с изменяющимися диаметрами заряда;

h_i и d_i – соответственно высота и диаметр заряда соответствующие номеру участка, м;

A и B – эмпирические коэффициенты, определяющие эффективные параметры радиуса разрушения взрывной воронки;

C – эмпирический коэффициент, определяющий высоту недозаряда, обеспечивающего эффективное рыхление верхней части уступа.

Для гравелитового массива, в котором проводились полигонные испытания с применением патронированных ВВ, эмпирические коэффициенты, установленные опытным путём, равны $A=27,3$; $B=0,3$; $C=12$. Диаметр n -го заряда d_n устанавливается из выражения (3) в зависимости от применяемого ВВ.

Количество участков n и изменение их диаметра зависит от технологичности изготовления такого заряда на предприятии и мощности крепкого включения. Учитывая, что в конструкции заряда с изменяющимися диаметрами (рис. 4) предусматривается применять укороченную инертную забойку, а также из условия применения одновременного взрывания зарядов 1 и 3, при взрыве заряда 1 на нижнюю часть крепкого слоя породы будет обеспечиваться максимальное газодинамическое действие взрыва, в связи с чем для исключения переизмельчения горной породы в данной зоне становится целесообразным ослабить действие взрыва от заряда 3, уменьшив диаметр нижнего участка заряда 2 и приняв его равным выше располагаемому участку, то есть d_n будет равен d_{n-1} . Кроме того, для повышения технологичности изготовления зарядов ВВ, предназначенных для рыхления верхней части уступа за счёт уменьшения количества участков зарядов ВВ с разными диаметрами, при условии, если количество участков n больше двух, диаметр верхнего заряда ВВ d_1 может быть принят равным ниже располагаемому d_2 .

При этом для запыления продуктов детонации и снижения их выброса через устье скважины может

быть применена активная забойка с патронированным ВВ. В этом случае высота незаряжаемой части скважины, позволяющая поместить в неё камуфлетный заряд ВВ, будет больше чем h_N , она определяется по формуле:

$$h_{NA} = h_K + h_3 + h_P, \quad (14)$$

где h_K – высота верхней части активной забойки, м;

h_3 – высота заряда ВВ активной забойки, м;

h_P – высота укороченного инертного промежутка между скважинным зарядом ВВ и зарядом ВВ активной забойки, может быть принята 0,3 – 0,5 м.

Высота верхней части активной забойки h_K на основании, полученной в полигонных условиях зависимости (12), для патронированного заряда ВВ заданного диаметра определяется зависимостью:

$$h_K = M d_K - H, \quad (15)$$

где d_K – диаметр камуфлетного заряда ВВ, м;

M и H – эмпирические коэффициенты, определяющие параметры камуфлетного взрыва.

Для гравелитового массива, в котором проводились полигонные испытания с применением патронированных ВВ, эмпирические коэффициенты, установленные опытным путём, равны $M=22$, $H=0,32$.

Необходимо отметить, что предложенная выше методика расчёта и формирования скважинного заряда с изменяющейся энергетикой взрыва по высоте скважины может быть применена и для рыхления сплошных горных массивов, в которых для дробления верхней части уступа требуется меньшая энергия взрыва. Таким образом, для условий дробления разнопрочного горного массива с крепким включением в верхней части уступа, когда требуется применение мощного ВВ с его приближением к поверхности уступа, разработана конструкция скважинного заряда и предложена методика инженерного расчёта параметров комбинированного заряда ВВ с изменяющимися по высоте скважины диаметрами.

Выбор и обоснование рациональных параметров заряда ВВ и параметров его пространственного расположения в верхней части уступа обеспечивают изменение механизма воздействия на массив и повышение коэффициента полезного действия энергии взрыва.

Список литературы:

1. Мальгин О.Н., Сытенков В.Н., Рубцов С.К. Взрывное рыхление разнопрочных пород для поточных технологий разработки пластовых месторождений. Изд. «Фан» АН РУз, 2006. 220 с.
2. Бибик И.П., Рахманов Р.А., Ивановский Д.С. Повышение эффективности взрывного рыхления разнопрочных массивов при разработке месторождения фосфоритов Джерой-Сардара // Горный журнал. – Москва, 2008. – № 8. – С. 48-52.
3. Крюков Г.М.; Косаргин А.П. Закономерности формирования зон мелкодисперсного дробления и радиального трещинообразования при камуфлетном взрыве сосредоточенного заряда в квазиоднородной среде // РБ. Взрывное дело № 91/48-м.: МВК по взрывному делу при А.Г.И., 1998 г. С.75-81.
4. Крюков Г.М. Закономерности деформирования и разрушения горных пород камуфлетным взрывом сосредоточенного заряда // РБ. «Физические проблемы взрывного разрушения массива горных пород» - М.: ИПКОН РАН, 1999. С.89-93.
5. Крюков Г.М., Дрозд И.И., Никандров В.И. Обобщающие взаимосвязи для дробления и трещинообразования горных пород взрывом. Горный информационно - аналитический бюллетень. 2002 № 12 – М.: МГУ, С.27-30.
6. Крюков Г.М., Смитер И.В., Дрозд И.И. Закономерность формирования зон мелкодисперсного дробления и радиального трещинообразования при разрушении пород взрывом удлиненных зарядов // Записки горного института. – С-Пб.: 2001, т.148, ч.1. С. 131-134.
7. Дугарынцев А.В., Белин В.А., Крюков Г.М., Вавер П.А. Обобщение задачи Ламе и его приложение к вопросам взрывного разрушения горных пород. ГИАБ № 11, 2009. – С. 19-25.

ОБОСНОВАНИЕ СТРУКТУРЫ РУДНИЧНОЙ СИСТЕМЫ УПРАВЛЕНИЯ КАЧЕСТВОМ РУДЫ ПРИ ПОДЗЕМНОЙ ДОБЫЧЕ

Назаров З.С., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК; Холиков Б.К., магистр НГГИ; Курбанов Ж.Д., ассистент кафедры «Геология и разведка нефтегазовых месторождений» Каршинского инженерно-экономического института

Foydali qazilmalarni yer osti usulida qazib olishda ma'dan sifatini boshqarishda kon tizimi tarkibini asoslash muhim vazifalardan biri hisoblanadi. Maqolada nazariy va ishlab chiqarish jarayonidagi tadqiqotlar asosida ma'dan sifati oqimi informatsion (axborot qayta ko'rilgan) tizimi keltirilgan. Shuningdek, maydonlarni qazib olish sifatini kundalik va kalendar boshqarishning tizimi tarkibi taklif qilingan. Qazib olinayotgan ma'dan sifatini va boyitish fabrikalarning talab darajasiga o'tkazish uchun, ma'dan sifati tizimining operativ informatsion boshqarishning printsiptial tarkibi ishlab chiqilgan.

The information system of quality ore mining enterprise should consolidate all the data streams of the ore produced in all types of intelligence, as well as in water treatment units and in the technological chain of the mine. Creation of an extensive system of quality control of ore expedient provided useful volume of the resulting information for a managed form of quality indicators. The demand for such information should be part of all services that affect the change of quality indicators of ore as a result of their functional activities.

Современная общерудничная система управления качеством руды должна включать в себя следующие составные элементы [1-5]:

- информационный блок о качественно-количественных характеристиках руды в недрах и в основных узлах технологической схемы рудника;
- блок обоснования технологических и организационных решений в соответствии с геологической и расчетной базами;
- комплекс технических средств, технологических способов и организационных приёмов, необходимых для практического осуществления мероприятий по управляемому формированию качества руды;
- блок контроля качества выполнения работ.

Информацию о качестве руды в массиве и в отбитом состоянии получают по данным геологоразведочных и эксплуатационных работ в результате химического анализа проб руды. Эти пробы отбираются из скважин, с поверхности горных выработок, из навала отбитой руды, выпускных выработок и транспортных средств, с рудных складов и др. На основании полученных материалов определяются направления развития фронта работ и объёмы производства на перспективу.

Такой способ получения информации (при наличии достаточно густой сетки опробования) в основном удовлетворяет потребности календарного и текущего планирования горных работ. Но такая информационная система о качестве руды не может в должной мере удовлетворить горнодобывающие предприятия для целей оперативного управления, поскольку получаемые при этом сведения, как правило, значительно отстают от фактически сложившегося к тому времени состояния производства и поэтому характе-

ризуют не реальную, а уже прошедшую ситуацию. Основными получателями информации о качестве руды являются геологический, маркшейдерский и технический отделы. Значительно реже эти сведения поступают в производственные службы рудника, в том числе, к непосредственным исполнителям горнодобычных работ.

Такое положение является следствием того, что чаще производственные подразделения рудников практически мало участвуют в мероприятиях по управлению качеством добычи. В основном эта деятельность - прерогатива геолого-маркшейдерских служб рудников, отделов технического контроля обогатительных фабрик и других потребителей руды. Для линейного персонала добычных участков и рабочих бригад главным критерием оценки работы обычно является объём добычи. Как правило, эта категория работников не имеет соответствующих стимулов за повышение качества добычи.

Такое положение может быть оправданным в условиях разработки богатых руд, но с обеднением запасов недр при этом недоиспользуются существенные резервы повышения качества руд в горнодобывающем производстве.

В типичной структуре информационных потоков, функционирующей в рудниках, сведения о качестве руды в недрах и об отбитой рудной массе характеризуют то, в какой мере обычно задействованы в решении проблемы качества руды различные структуры горного производства, и поступают в основном в геологический, маркшейдерский, технический и контрольные отделы и в наименьшей мере востребуются производственными подразделениями рудника, непосредственно осуществляющих выемку и доставку руды.

Естественно, что традиционную для рудников систему получения информации о характеристиках руды в современных условиях необходимо существенно реорганизовывать в соответствии с изменяющейся структурой запасов, связанной с их естественным объединением, изменением хозяйственных отношений и, соответственно, ужесточением требований к качеству конечной продукции, а также с учётом технического прогресса в области управления качеством.

В целом, общерудничная информационно-управляющая система должна быть более дифференцированной. При этом, наряду с обеспечением горнодобывающего производства достаточно достоверной информацией о количестве и качестве различных типов запасов месторождения, что необходимо для обоснования решений задач рудника на ближайшую и дальнюю перспективу, следует создавать и значительно более эффективную подсистему текущего контроля качества руды по всем стадиям добычного процесса. Эта часть общей информационно-управляющей системы должна базироваться на современных радиометрических и электронных технических средствах, обеспечивая существенно более высокую оперативность и информационность получаемых данных.

По крайней мере, оперативные сведения о качестве руды в технологическом потоке должны поступать в соответствующие линейные службы до момента выполнения организационных и технологических действий, изменяющих сложившиеся количественно-качественные соотношения в руде (табл. 1). Естественно, что информационно-управляющая система качества руды должна полностью соответствовать технологической схеме рудника. Более того, она мо-

жет внести определенные коррективы в существующую технологическую схему.

В зависимости от способа управления качеством возможны самые различные варианты информационно-управляющей системы. Очевидно, что во всех случаях эта система должна обеспечивать управляющие звенья производства своевременными и достоверными сведениями о качестве рудной массы, количестве вмещающих пород, контрастности физических свойств руды и пустых пород, уровне стабильности показателей качества. Датчики контроля качества руды должны быть установлены на всех узловых точках технологической схемы рудника, на которых происходит изменение состава руды, а также смешивание грузопотоков руды.

Таковыми узловыми точками являются: забои (выпускные выработки), участковые рудоспуски, пункты погрузки руды на транспортных и концентрационных горизонтах, места слияния отдельных рудопотоков. В принципе места расположения датчиков качества рудной массы должны предшествовать в технологической схеме рудников узлам, где происходят воздействия на состояние качества продукции горного предприятия.

Например, при создании пункта сортировки или предконцентрации качества рудной массы в выработках околоствольного двора датчики предварительной информации о качестве руды должны быть расположены, как минимум, в месте взвешивания руды или в бункере под опрокидывателем. При организации же участкового усреднительного склада руды необходимо расположить датчики качества как на входе в этот склад, так и на выходе из него.

Такое расположение датчиков позволит заблаговременно получать необходимые сведения о составе рудной массы и её свойствах и, следовательно, со-

Таблица 1

Реконструированная система информационных потоков о качестве руды

Характеристика информации	Источники информации о качестве руды								
	Разведочное бурение	Бороздов. опробование	Экспл. бурение	Отбитая руда	Средства доставки	Руднич. транспорт	Подземный дробил комплекс	Склады руды на поверхности	Транспорт на поверхности
Цель	Календарное и текущее планирование, Обоснование и корректировка условий ТУ			Оперативное управление (реже) и текущий контроль ОТК ОФ (чаще)					Контроль ОТК ОФ
Частота получения информации	По мере выполнения геологоразведки	По мере необходимости	Перед отбойкой руды	После каждого взрыва	Перед из ковша ПДМ	Систематич. из каждого тр. средства	Систематически на входе и выходе	Систематически по мере заполнения штабеля	Систематически из тр. средств
Пользователь	Геолого-маркшейдерские службы и технический отдел			Геологическая служба, технический отдел, начальник смены, диспетчер (оператор по качеству) очистные участки ОТК					
Частота передач. пользователю	1 - 2 раза в год	1 - 3 раза в квартал	1 - 4 раза в месяц	В течение рабочей смены					

здает более благоприятные условия для своевременного (при необходимости) изменения режима работы пунктов формирования качества руды.

Технологическая схема добычи с управлением качеством рудной массы может включать в себя, кроме усреднительных систем и пунктов предконцентрации на различных стадиях добычных работ, узел призабойной рудосортировки, а также - подвагонную (помашинную) выбраковку руды. Естественно, что в этих случаях без аппаратуры оперативного контроля также не обойтись.

Расположение датчиков контроля качества при этом может быть *стационарное* (на концентрационных горизонтах, в околоствольном дворе, бункерах), *полустационарное* (в призабойном пространстве, на откаточных горизонтах), *мобильное* (смонтированные на погрузочно-доставочных и транспортных средствах). Наиболее перспективным представляется размещение датчиков оперативной информации о качестве руды непосредственно в ковшах и кузовах погрузочных и доставочных машин с выводом экрана в кабину машиниста. Это должны быть наиболее простые и неприхотливые в эксплуатации устройства, например, с красной и зелёной индикацией на дисплее, информирующие об уровне соответствия минерального продукта существующим требованиям.

Применение таких технических средств уже на начальных пунктах технологической схемы добычи может кардинально повысить культуру горного производства, существенно снизив погрузку и доставку некачественной рудной массы. Безусловно, что такая аппаратура не может заменять более точный контроль и более глубокие процессы предконцентрации и усреднения, выполняемые в специально оборудованных горных выработках и с применением более мощных технических средств.

При управлении качеством добычи может возникнуть необходимость создания (вместо одного результирующего) нескольких самостоятельных потоков с разнокачественной рудой. Каждый такой рудопоток направляется в свой пункт назначения с наиболее эффективным для него способом первичной переработки. Но и при наличии в месторождении одного типа-сорта руды выделение нескольких рудопотоков с разными уровнями содержания металла способствует повышению стабильности качества руды в каждом из рудопотоков.

Информационная система качества руды на горном предприятии, безусловно, должна быть общей, объединяющей все потоки данных о руде полученных при всех видах разведки, а также в очистных блоках и в технологической цепи рудника. Конечно, создание такой разветвлённой системы контроля качества рудной массы оправдано лишь при условии полезного использования всего получаемого объёма сведений для управляемого формирования показателей качества.

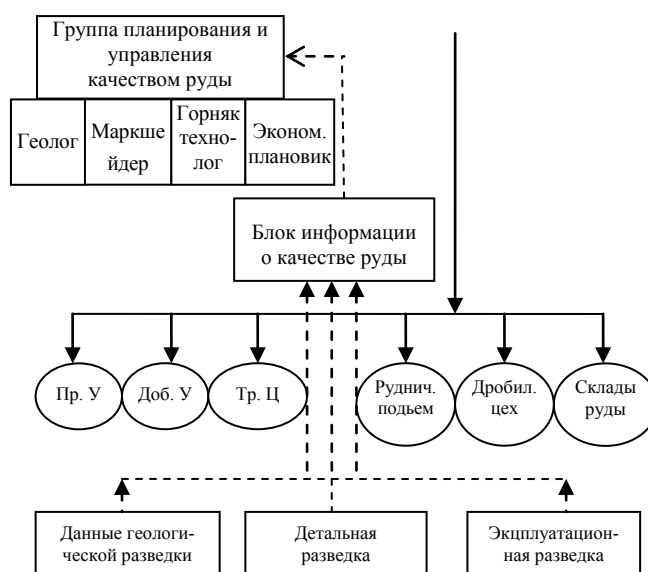


Рис. 1. Структура системы календарного и текущего планирования управления качеством добычи: → информация о качестве руды; рекомендации по технологическим и организационным решениям; управляющие команды

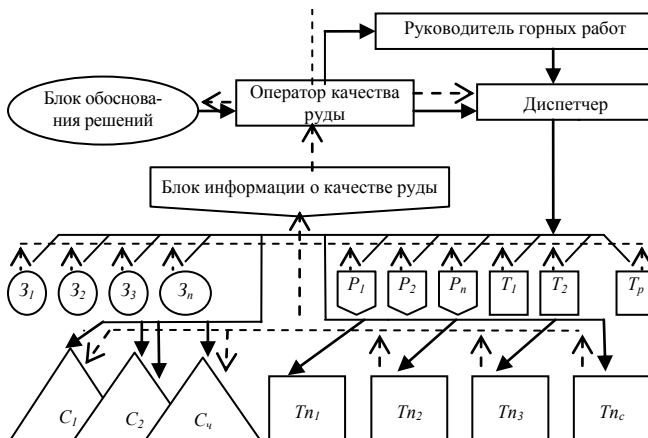


Рис.2. Принципиальная структура оперативно-управляющей системы качества руды: 1-информация о качестве руды; 2-рекомендации по технологическим и организационным решениям; 3-управляющие команды; З₁ – забой, очистные блоки, панели; Р₁ – рудоспуски; Т₁ – внутрирудничные средства транспорта руды; С₁ – склады руды; Т_п – средства транспорта руды на поверхности

Поэтому должна быть востребованность такой информации со стороны всех служб, влияющих на изменение качественных показателей руды в результате их функциональных действий. Такая потребность в этих сведениях неизбежно возникнет при предъявлении к этим службам определённых требований в части качества руды.

Исходя из всего сказанного выше, складывается следующая структура общей информационно-управляющей системы качества руды в руднике, включающая в себя две составные части:

- систему календарного и текущего планирования;
- систему оперативной информации и управления.

Первая система (рис. 1), в принципе, может иметь традиционный вид, но с внесением в неё некоторых существенных дополнений. В первую очередь, введением в неё элемента персональной ответственности специалистов, в том числе геолога, маркшейдера, горняка-технолога и плановика-экономиста (объединённых в специальную группу) за эффективность функционирования системы в части текущего планирования и управления качеством добычи. Эта группа специалистов должна не только участвовать в разработке текущих планов горных работ, но и осуществлять (каждый по своему направлению) контроль выполнения горно-добычных работ, своевременно информируя техническое руководство рудника о необходимости внесения коррективов в задания соответствующим подразделениям. Вторая система (рис. 2), в отличие от системы текущего планирования и управления качеством руды, создаётся заново. Её производственные действия являются логическим развитием функций первой системы. Эта структура должна создаваться при условии обеспечения управляющих звеньев рудника оперативными сведениями о состоянии качества рудной массы на всех узловых точках технологической схемы. Получаемая при этом информация должна передаваться по самостоятельным каналам и поступать в единый центр её переработки. Вся оперативная информация должна концентрироваться у специального оператора, который после переработки полученных сведений (в том числе, путём введения в работу блока обоснования решений) и изучения альтернативных вариантов технологических и

организационных решений даёт обоснованные рекомендации диспетчеру или сменному руководителю горных работ о наиболее рациональном варианте действий. Управляющие решения, принимаемые техническим руководителем, передаются в виде распоряжения конкретным исполнителям через диспетчера. Группа текущего планирования и управления качеством совместно с техническим персоналом блока обоснования технологических и организационных решений составляет мозговой центр систем управления. Здесь накапливается информация о состоянии количественно-качественных характеристик руды в разных частях месторождения и технологического комплекса рудника, анализируются исходные данные и выполняются соответствующие расчеты. Важнейшим составным элементом системы управления качеством руды является методология обоснования технологических и организационных действий горнодобывающего производства.

Для этого, в зависимости от сложности решаемых задач, следует использовать методы исследования операций (линейное и динамическое программирование, сетевое планирование и др.), математический аппарат (линейная алгебра, теория вероятности и математическая статистика, теория случайных функций и др.). Расчёты и результаты моделирования ситуаций производятся в компьютерном центре с передачей рекомендаций соответствующим руководителям производства с обеспечением обратной связи в режиме реального времени.

Список литературы:

1. Бастан П.П., Болошин Н.Н., Усреднение руд на горно-обогатительных предприятиях. – М.: Недра, 1981.
2. Ершов В.В. Геолого-маркшейдерское обеспечение управления качеством руд. – М.: Недра, 1986.
3. Каплунов Д.Р., Манилов И.А. Стабилизация качества руды при подземной добыче. – М.: Недра, 1983.
4. Ломоносов Г.Г., Жигалов М.Л., Основные принципы управления качеством руд на подземных рудниках. // Горный журнал. – 1991. – № 2.
5. Ломоносов Г.Г., Кожиев Х.Х. Об актуальности модернизации внутрирудничной системы управления качеством добычи руд. // Маркшейдерский вестник. – 2005. – № 2.

УДК 622.277

© Назаров З.С., Мадаминов Ш.А., Аликулов Ш.Ш., Амикулов К.С. 2013 г.

МЕХАНИЗМ ИЗМЕНЕНИЯ ГИДРОДИНАМИЧЕСКИХ ПАРАМЕТРОВ БЛОКА

Назаров З.С., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; **Мадаминов Ш.А.**, начальник ПТИО НГМК; **Аликулов Ш.Ш.**, ассистент кафедры «РРМ» НГГИ; **Амикулов К.С.**, магистр НГГИ

Konchilik tashkilotida ma'danning sifatli tizimi to'g'risidagi ma'lumoti, o'z ichiga ma'danni barcha turidagi qidirishdan olingan barcha oqimi to'g'risidagi ma'lumotni, shuningdek qazish ishlari olib borilayotgan bloklari va konning texnologik zanjiri to'g'risida ma'lumotlarni qamrab olishi lozim. Kon massasining kengaytirilgan sifat nazorati tizimini tashkil qilish sifat ko'rsatkichlarini shakllantirishni boshqarish uchun olinadigan barcha hajmli ma'lumotlardan foydalanish maqsadga muvofiqdir. Bunday ma'lumotni, ma'danning funktsional harakati natijasida ma'dan sifatli ko'rsatkichlarining o'zgarishiga ta'sir qiladigan barcha xizmat bo'limlari tomonidan talab qilinishi zarur.

This article discusses the mechanism of the change of hydrodynamic parameters of the unit over time. In the initial period of the wells when the ore bed is served in active sulfuric acid solutions, and there is a sharp change in the pH part of the chemical components present in the solution, drop out, mudding pore volume of the reservoir. After acidification step process clogging controlled mainly precipitation of fine aleuropelites entering the pregnant solution from the rock mass filtering at well bore zone.

Рассмотрим механизм изменения гидродинамических параметров во времени. В начальный период эксплуатации нагнетательных скважин величина расхода Q поддерживается на максимально возможном и постоянном уровне.

Процессы колюматации фильтров и прифилтровой зоны пород продуктивного горизонта приводят к снижению их производительности.

Величины гидравлических напоров в скважинах возрастают и через определенный момент времени t достигают значений, равных показателям отметки устья нагнетательных скважин. Режим свободного налива растворов в скважины переходит в режим нагнетания, что требует герметизации оголовков скважин фланцами, а подача растворов для обеспечения постоянного дебита скважин осуществляется с избыточным давлением в нагнетательном трубопроводе, что сказывается на безаварийной работе насосного оборудования.

Повышение гидравлического градиента напора (ΔH) в нагнетательных скважинах при сохранении постоянной производительности ($Q = \text{const}$) будет:

$$\Delta H = \Delta H_{\text{пл}} + \Delta H_{\text{скв}}, \quad (1)$$

где $\Delta H_{\text{пл}}$ - величина градиента напора в скважине, сформированного от действия внешних сил сопротивления движению подземных вод в породах рудного пласта, м;

$\Delta H_{\text{скв}}$ - потери гидравлического напора, определяемые сопротивлением перфораций фильтра и прифилтровой зоны пород продуктивного горизонта, м.

Значения $\Delta H_{\text{пл}}$ рассчитывают по зависимости:

$$\Delta H_{\text{пл}} = Q / 2\pi \cdot K \cdot m \cdot \Phi, \quad (2)$$

где K - коэффициент фильтрации, м/сут;

m - мощность водоносного пласта, м;

Φ - гидравлическое сопротивление, зависящее от параметров водоносного пласта, от граничных условий и размеров скважины.

Второе слагаемое $\Delta H_{\text{скв}}$ в формуле (1) можно определить из следующей формулы:

$$\Delta H_{\text{скв}} = Q / 2\pi \cdot K \cdot m \cdot \xi, \quad (3)$$

где ξ - показатель внутреннего сопротивления, зависящий от $\xi_{\text{нс}}$ и $\xi_{\text{к}}$;

$\xi_{\text{нс}}$ - показатель несовершенства скважины по степени вскрытия водоносного (продуктивного) пласта;

$\xi_{\text{к}}$ - показатель колюматации прифилтровой зоны пласта и перфорации фильтра скважины.

В процессе эксплуатации производительность нагнетательных скважин снижается за счет увеличения величины ξ . Так как значение $\xi_{\text{нс}}$ остается постоянным, то, в основном, изменение (увеличение) показателя ξ зависит от повышения значения $\xi_{\text{к}}$.

Так как степень колюматации порового объема прифилтровой зоны пласта и перфорации фильтра скважины меняется во времени, то выявление такой закономерности позволяет прогнозировать изменение величины $\xi_{\text{к}}$ и управлять процессом стабилизации производительности нагнетательных скважин. Исходя из вышеизложенного, нами предлагается рассматривать параметр ξ как интегральный коэффициент, изменение которого в процессе эксплуатации скважин зависит от изменчивости показателя $\xi_{\text{к}}$.

Приток растворов в каждую скважину при работе откачного ряда скважин и, соответственно, растекание растворов при нагнетании можно рассчитать, используя известную формулу Дюпюи, в соответствии с гидродинамической схемой расположения скважин.

$$Q = \frac{2\pi \cdot K \cdot F_0}{\frac{2\pi L}{\sigma} + \ln \frac{\sigma}{\pi \cdot d_{\text{скв}}}}, \quad (4)$$

где k - усредненный коэффициент фильтрации пород продуктивного пласта, неоднородных по проницаемости;

F_0 - напорная функция, учитывающая потери гидравлических напоров, переслаивающихся пород, в зависимости от их проницаемости и мощности:

$$F = M (H_{\text{пл}} - H_{\text{скв}}), \quad (5)$$

где M - суммарная мощность пород напорного водоносного горизонта, м;

$H_{\text{пл}}$, $H_{\text{скв}}$ - соответственно величина напора в пласте (статический уровень) и на стенке скважины (динамический уровень), м;

σ - расстояние между технологическими скважинами в ряду, м;

L - расстояние до нагнетательного (откачного) створа скважин, м;

$d_{\text{скв}}$ - диаметр скважины, м.

Формула справедлива для условия $\pi \cdot L / \sigma > 2$, которое практически всегда соблюдается на геотехнологических полигонах СПВ.

Показатель ξ можно оценивать в зависимости от отношения длины фильтра (l) к мощности напорного пласта (m), а также учитывать отношение m , k и r_c (радиуса скважины). Веригин [1] рассчитал показатель $\xi_{\text{нс}}$ в зависимости от отношений l/m и $m/r_{\text{скв}}$.

В общем виде формулу (4) для расчета дебита скважины можно представить в виде [2]:

$$Q = 4\pi \cdot k \cdot F / \Phi, \quad (6)$$

где Φ - гидравлическое (фильтрационное) сопротивление скважины, которое зависит от граничных условий водоносного пласта.

Таблица 1

Значения дополнительных фильтрационных сопротивлений
от несовершенства скважин, ξ_{nc}

l/m	m/r _{скв}									
	0,5	1	3	10	30	100	200	500	1000	2000
0,05	0,00423	0,135	2,3	12,6	35,5	71,9	94,0	126,0	149,0	169,0
0,1	0,00391	0,122	2,04	10,4	24,2	42,8	53,8	68,5	79,6	90,9
0,3	0,00297	0,0908	1,29	4,79	9,2	14,5	17,7	21,8	24,9	28,2
0,5	0,00165	0,0434	0,656	2,26	4,21	6,5	7,86	9,64	11,0	12,4
0,7	0,00055	0,0167	0,237	0,879	1,69	2,63	3,24	4,01	4,58	5,19
0,9	0,00005	0,0015	0,0251	0,128	0,7	0,528	0,66	0,846	0,983	1,12

Учитывая дополнительно возникающее фильтрационное сопротивление от развития процессов коагуляции порового объема пород и перфорации фильтра, а также несовершенства скважины, получим:

$$Q=4\pi \cdot k \cdot F / (\Phi + \xi_k + \xi_{nc}). \quad (7)$$

Значение напорной функции при использовании зависимости (5), будет:

$$F=Q/4\pi \cdot k \cdot (\Phi + \xi_k + \xi_{nc}). \quad (8)$$

Знание значения напорной функции позволяет получить и оценить снижение величины гидравлического напора на стенке скважины. Таким образом, неизвестной остается величина фильтрационного сопротивления ξ_k , возникающая от действия процессов коагуляции.

В работе [2] предлагается для расчета фильтрационного сопротивления R использовать зависимость:

$$R=k \cdot m \cdot S / q \cdot L, \quad (9)$$

где k – коэффициент фильтрации;

m – мощность водоносного пласта, m;

S – понижение уровня в скважине, m;

q – удельная производительность скважины, m³/час m;

L – длина пути фильтрации, m.

Зависимость (9) довольно точно отражает режим двумерной стационарной фильтрации. В условиях коагуляции породного массива при фильтровой части пласта теоретически и практически невозможно оценить длину пути фильтрации, на которой происходит снижение порового объема породного массива.

Нами предлагается процесс коагуляции рассматривать как изменение (уменьшение) объемной проницаемости (m³/час m вод. ст.). Тогда объемную проницаемость $V_{пр}$, влияющую на производительность скважины Q и величину гидравлического напора H,

можно представить в виде:

$$V_{пр} = Q / H, \text{ m}^3/\text{час. m вод. ст.} \quad (10)$$

Исходя из теоретических представлений о механизме формирования фильтрационных сопротивлений и, рассматривая этот процесс в условиях коагуляции породного массива, когда с уменьшением проницаемости фильтрационные сопротивления возрастают, последнее можно определить из следующей зависимости:

$$\Phi = 1 / V_{пр} \text{ или } \Phi = H / Q. \quad (11)$$

Формула (11) наиболее точно отражает процесс формирования фильтрационных сопротивлений в условиях несовершенного режима фильтрации, когда физические параметры породного массива и жидкости меняются по мере движения растворов.

В практических условиях определить величину H – высоту столба жидкости в скважине и значение Q – производительность скважины не представляет большого труда.

Выводы:

1. В начальный период работы скважин, когда в рудный пласт подают активные сернокислотные растворы и происходит резкое изменение величины pH, часть химических компонентов, находящихся в растворах, выпадают, коагулируя поровый объем пласта.

2. После завершения стадии закисления процесс коагуляции контролируется, в основном, выпадением тонких алевропелитов, поступающих в продуктивный раствор из породного массива при фильтровой зоны дренажных (разгрузочных) скважин.

3. Повышение фильтрационного сопротивления при скважинной зоне породного массива в зависимости от значений коэффициента фильтрации увеличивается от 4 до 12 раз.

Список литературы:

1. Веригин Н.Н., С.В. Васильев В.С., Саркисян Б.С., Гидродинамические и физико-химические свойства горных пород / М., Недра, 1977.
2. Арнс В.Ж., Гайдин А.М. Геолого-гидрогеологические основы геотехнологических методов добычи полезных ископаемых. М.: Недра, 1978. 215 с.

НЕРУДНЫЕ ПОЛЕЗНЫЕ ИСКОПАЕМЫЕ КЫЗЫЛКУМСКОГО ГОРНОРУДНОГО РЕГИОНА

Мирзаев А.У., зам. директора по науке НПЦ «Геология драгоценных металлов и урана» НГМК, докт. геол.- мин. наук

Mazkur maqola Qizilqum paleogen davri noma'dan foydali qazilmalari xususan: kvarsli qumlar, bentonit, karbonat-paligorskitli, opokosimon gillar, mergellar, ohaktoshlar, dolomitlar, gips, fosforitlar va yonuvchi slanetslarga bag'ishlangan. Mufasssal-tarkibiy tahlillarga asoslanib, mezo-kaynozoy davridagi Qizilqum noma'dan foydali qazilma konlarining hosil bo'lishidagi xarakterli xususiyatlari, ularning turlari, strukturasi, mineral tarkibi va fatsial mansubligi yoritib o'tilgan.

This article is dedicated to the non-metallic minerals of Paleogene of Kyzylkum, such as quartz sand, bentonite, carbonate-palygorskite, gaize-like clay, marl, limestone, dolomite, gypsum, phosphate and oil shale. Based on a detailed analysis the characteristics of formation of non-metallic mineral mines of Meso-Cenozoic period, their types, structure, mineralogical content and facies are described.

Узбекистан славится богатейшими подземными недрами. Взять только Навоийскую область, в частности Кызылкумский горнорудный регион, здесь по данным геологов представлена вся таблица Менделеева, и он всегда был в центре пристального внимания геологов (рис. 1). В Кызылкумах, в связи с открытием Мурунтауского золоторудного месторождения в 60-е и последующие годы прошлого века, проводятся интенсивные геологоразведочные работы. В поисках новых золоторудных и других рудных месторождений крупномасштабным (1:50000, 1:25000) геологическим картированием были охвачены в основном палеозойские и допалеозойские образования Кызылкумов из сопредельных территорий. При этом основной упор делался на выявление рудных полезных ископаемых, а нерудные полезные ископаемые, распространенные в отложениях мезо-кайнозоя, изучались недостаточно полно или почти не изучались.

В экономическом развитии каждого государства немаловажную роль играет обеспеченность его народного хозяйства собственными минеральными ресурсами. С обретением независимости Республикой Узбекистан государственные меры, предпринимаемые по локализации производства, увеличению выпуска импортозамещающей и экспортоориентированной продукции, выдвигают на первый план в качестве приоритетных задач разработку научных основ регионального прогноза и поиска новых месторождений высококачественного минерального сырья.

Палеогеновые отложения Кызылкумов богаты различными месторождениями нерудных полезных ископаемых. Устойчивый платформенный режим, максимальная выровненность поверхности рельефа и аридный климат способствовали дифференциации осаждаемого вещества, ограниченному привносу грубообломочного материала при одновременном увеличении притока коллоидного и истинного растворов в бассейн седиментации. Здесь роль механической, физико-химической, биохимической и химической

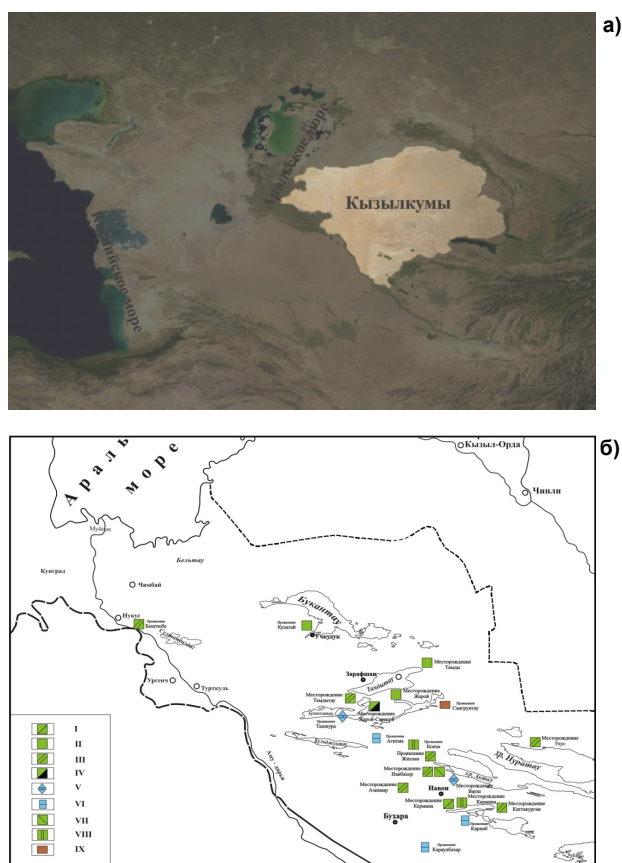


Рис. 1. Кызылкумы - вид из космоса (а) и карта-схема месторождений и проявлений нерудных полезных ископаемых палеогена (б): I – полевошпат-кварцевые пески, II – кварцевые пески, III – бентонитовые глины, IV – фосфориты, V – доломиты, VI – гипсы, VII – палыгорскитовые глины, VIII – опоковидные глины, IX – горючие сланцы

дифференциации осадочного вещества очень велика. В результате четкой обособленности фациальных единиц в каждой из них образовались залежи определенного типа полезных ископаемых. Среди них нерудные полезные ископаемые, в частности: кварце-

вые пески, бентонитовые, бентонитоподобные, карбонатно-пальгорскитовые, опоковидные глины, доломиты, мергели, фосфориты, гипсы и горючие сланцы занимают особое место благодаря широкому спектру применения их в различных отраслях промышленного производства

Пески и песчаники. Кварцевые пески приурочены к разрезу нижнеэоценовой сузакской ритмосвиты Юго-Восточных Кызылкумов и относятся к казахтауской свите (P12-3 kz) верхнего палеоэоцена, а также к верхнеэоценовой риштан-ханабадской ритмосвите лавляканского горизонта сугралинской свиты (P22-3 sg) Центральных Кызылкумов. Первые полевошпат-кварцевые пески с содержанием кварца до 85-95%, мелкозернистые и хорошо отсортированные. Естественные выходы отмечаются на юго-западном склоне хр. Южный Нуратау и на северном склоне Зияэтдинских гор (Калканатинское и Кермининское месторождения) [1, 2]. В Центральных Кызылкумах кварцевые пески чистые с содержанием кварца 98-99%, хорошо отсортированные, мелкозернистые. К ним приурочены Джеройское, Акмуратское, Тамдынское и др. месторождения. Образование их связано с действиями подводных морских течений. Эти течения могут быть вдольбереговыми и разрывными [3]. Вдольбереговые подводные течения образуются при подходе нагонных волн под острым углом к берегам и действуют параллельно им. Разрывные подводные течения образуются тогда, когда нагонные волны подходят прямо к берегам, имеющим выпуклую конфигурацию. Такие подводные течения обычно направлены к центральной части бассейна. Если кварц-полевошпатовые пески казахтауской свиты (P12-3 kz) верхнего палеоэоцена образовались в результате деятельности вдольбереговых подводных течений, то кварцевые пески лавляканского горизонта сугралинской свиты (P22-3 sg) верхнего эоцена обязаны своему накоплению разрывным подводным морским течениям.

Высокая механическая дифференциация песков и их структурная зрелость связана с повторной мобилизацией материала из заранее подготовленного в дру-



Рис. 2. Перекрестная разнонаправленная косая слоистость волноприбойного типа в кварцевых песках Джеройского месторождения (лавляканский горизонт сугралинской свиты (P₂₋₃ sg) верхнего эоцена)

гих динамических фациальных поясах. Так, кварцевые пески вдоль береговых подводных течений раннеэоценового возраста первично являются осадками эолово-равнинного фациального пояса, а кварцевые пески разрывных подводных течений позднего эоцена первоначально формировались в обломочной зоне волноприбойного фациального пояса из материала глубоко разложившейся коры выветривания. Поэтому они, помимо структурной, обладают и минеральной зрелостью (рис. 2). Кварцевый песок широко применяется в стеклянном, фаянсовом и фарфоровом производствах, при изготовлении красок, в пескоструйных и многообразных фильтрующих устройствах, на литейных предприятиях и в химической промышленности. Кроме того, кварцевые пески являются прекрасным сырьем для получения оптических волокон и огнеупорных строительных материалов. Этот песок обладает отличными абразивными свойствами, что дает возможность применять его для шлифования разнообразных полированных поверхностей. Здесь уместно отметить, что в кварц – полевошпатовых песках казахтауской свиты (P12-3 kz) верхнего палеоэоцена, при флотации можно получить до 10-15% прекрасных калиевых полевых шпатов, являющихся незаменимым материалом для производства высококачественной керамики и электроизоляторов.

Бентонитовые глины. По генезису бентонитовые глины могут быть гидротермальными, эффузивно-осадочными и аллотигенно-трансформированными. К первому генетическому типу относится Асканское (Грузия) месторождение бентонитовых глин. Оно образовалось за счет гидротермального изменения андезит-трахитовых туфов среднего эоцена. Эффузивно-осадочные бентонитовые глины образуются путем подводного выветривания (гальмиролиза) вулканического стекла и другого пирокластического материала. Об этом свидетельствует реликтовая пепловая структура и сохранившиеся осколки неизмененного вулканического стекла. Состав их почти мономинеральный – монтмориллонитовый, имеет массивную текстуру и комковатую отдельность. Примером их являются слои белых бентонитовых глин Огланлинского (Туркменистан), Азкамарского (Узбекистан) месторождений и других проявлений [4]. Бентонитовые глины аллотигенно-трансформированного генезиса образуются путем преобразования глинистых минералов в монтмориллонит в щелочных условиях среды. К этому генетическому типу относится и Навбахорское (Узбекистан) месторождение бентонитовых глин [5].

Совокупность морских условий, способствующих преобразованию глинистых минералов в монтмориллонит, и накоплению существенного монтмориллонитового состава глин мы называем бентонитовой фацией. Такая фация впервые нами выделена на большей части акватории Юго-Восточных Кызылкумов раннеэоценового морского бассейна. Бентонитовые глины аллотигенно-трансформированного генезиса широко развиты в разрезе нижнего эоцена Юго-Восточных

Кызылкумов, которые выделяются под названием Нуриной свиты и составляют основную часть разреза раннеэоценовой сузакской ритмосвиты Юго-Восточных Кызылкумов [5]. Имеют тонкоплитчатую текстуру, высококоллоидальные, тонкодисперсные, жирные на ощупь. В минеральном составе резко преобладает монтмориллонит, содержание которого достигает до 80-85%. Вторым по содержанию является гидрослюда. В Кызылкумах открыты более десяти месторождений и проявлений высококачественных бентонитовых глин, такие как месторождения Навбахор, Улус, Джизлан, Караката, Тамдытау, Акой, Северный Истиклол и др. На базе месторождения «Навбахор» в 2002 г. построен завод по выпуску бентонитовых глинопорошков СП «Бентонит» НХК «Узбекнефтегаз». Бентонитовые глины широко применяются в машиностроительной, металлургической, горнорудной, нефтегазовой, нефтехимической, химической, легкой, пищевой промышленности, сельском хозяйстве. Благодаря своим высоким сорбционным свойствам они применяются при очистке питьевых и сточных вод, для осветления животных жиров, растительных масел, виноградных и плодовоовощных вин и соков при регенерации отработанных масел. Основным потребителем этих глин является производство буровых работ. Приготовленные из них растворы отличаются высокой вязкостью, структурно механическими и тиксотропными свойствами. Устойчивая суспензия глин способствует при временной остановке буровой установки удержанию выбуренной породы во взвешенном состоянии, тем самым препятствует ее накоплению в забое скважин и предотвращает прихват инструмента. Щелочными бентонитами можно заменять дорогостоящие и дефицитные продукты, применяемые при шликтовании пряжи в текстильной промышленности. При этом нити имеют ровную гладкую поверхность высокую крепкость и эластичность. Пряжа легко отмывается и обезжиривается. В химической промышленности бентонитовые глины применяются при производстве различных лаков и красок, витаминов, резины и органо-бентонитовых синтетических материалов. Можно готовить бентонитовое мыло. При этом не только экономятся дефицитные жирные кислоты, но и одновременно резко понижается жесткость воды. Бентонитовое мыло при стирке удаляет жирные пятна с поверхности тканей, что не удается сделать обычными средствами. В данном случае частицы глины с жиром образуют устойчивую эмульсию и уходят с пеной. В косметической промышленности на основе щелочных бентонитов изготавливаются различные пасты, мази, кремы, помады, пудры и порошки. Бентонитовые кремы высасывают из микропор кожи грязь и жиры, сглаживают морщинки лица. Это далеко не полный перечень отраслей, в которых применяются бентонитовые глины. Более широкое их использование даст и стране и региону огромную экономическую выгоду и будет способствовать решению ост-

рых экологических проблем.

Карбонатно-пальгорскитовые глины слагают весь разрез третьей ритмопачки сузак-алайской ритмосвиты ранне-среднего эоцена площади Навбахор, а также часть разреза площадей Джизлан и Зюм (юго-западная часть хр. Южный Нуратау). На Навбахорской площади их мощность достигает до 12 м [5]. Они светло-серые, плотные, относительно легкие и пористые. Текстура массивная, излом раковистый. Породообразующими минералами являются пальгорскит, монтмориллонит и кальцит. Пальгорскитовые глины характеризуются высокой удельной поверхностью, что делает их пригодными в качестве наиболее эффективного природного адсорбента - по сравнению с цеолитами, опоками и бентонитами. Лабораторными и промышленными испытаниями доказана пригодность применения карбонатно-пальгорскитовых глин месторождения «Навбахор» при бурении скважин, при очистке хлопкового масла и нефтепродуктов в качестве адсорбента, в производстве лекарственных препаратов. Из них можно приготовить специальные термо- и солестойкие буровые растворы для проходки скважин в сложных горно-геологических условиях. Они хорошо очищают авиационный керосин после простой термической обработки. По качеству не уступает импортному аттапульгиту.

Опоковидные глины развиты также в разрезе сузакско-алайской ритмосвиты ранне-среднего эоцена Юго-Восточных и Центральных Кызылкумов. В последних они образуют только маломощные прослои, тогда как на северных склонах Зирабулак-Зиятдинских гор и на южном склоне горы Кокча мощность их достигает до 4-12 м, образуя промышленные залежи. Породообразующими минералами являются кристобалит, опал, кальцит, пальгорскит и монтмориллонит. Здесь в начале 60-х гг. прошлого века открыто месторождение «Кермине», в 2000 г. открыто новое проявление опоковидных глин Кокча. В минеральном составе опоковидных глин породообразующими являются кальцит, свободные окислы кремнезема, монтмориллонит и пальгорскит [6].

Опоковидные глины данного месторождения и проявления пригодны в качестве адсорбента для очистки растительного масла и для сушки природного газа.

Мергели и глинистые известняки. Мергели составляют основную часть разреза сузакско-алайской ритмосвиты ранне-среднего эоцена на всей площади Кызылкумского региона. Порода в основном сложена раковинками фораминифер и панцирями кокколитофорид. Глинистая часть представлена монтмориллонитом, гидрослюдой и пальгорскитом. В зависимости от содержания кальцита и доломита выделяются доломитовые и известковые разности. Доломитовые разности развиты только на восточной части южного склона хр. Ю. Нуратау. Мощность достигает до 25-35 м. Глинистые известняки также приурочены к разрезам сузакско-алайской ритмосвиты ранне-среднего эоцена. Развиты наиболее широко в Западных Кызылкумах. На восточных площадях образуют отдельные слои. Содержат богатый комплекс планктонных форамини-

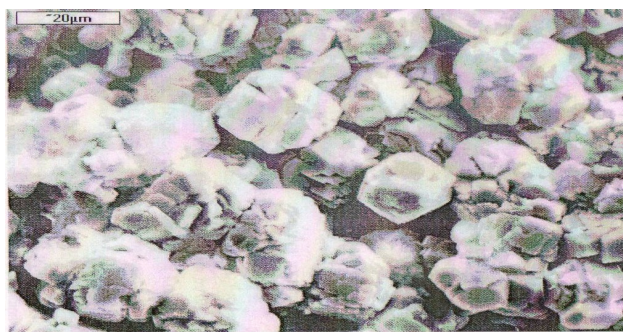


Рис. 3. Электронно-микроскопический снимок кристаллов доломита. Увел. 2000х

фер и кокколитофорид. Глинистая часть представлена гидрослюдой и монтмориллонитом. Наибольшая мощность составляет 10-25 м. Мергели и глинистые известняки палеогена Кызылкумов пригодны для производства цемента. Преимуществом этого минерального сырья перед остальными является однокомпонентность, т.е. они не требуют активных добавок. Запасы карбонатных пород палеогена Кызылкумов практически не ограничены.

Доломиты широко развиты в разрезе второй и третьей ритмопачки бухарской ритмосвиты палеоцена Юго-Восточных Кызылкумов. Среди них выделяются мучнистые и пелитоморфные разности, образованные в различных фациальных условиях. Мучнистые доломиты белые, светло-серые, относительно легкие и пористые, имеют мелкокристаллическую структуру и слоистую текстуру (рис. 3). Пелитоморфные доломиты плотные, крепкие, светло-серые, микрористаллические. Мощность доломитов составляет от 5 до 28 м. В позднем палеоцене, в связи со значительным расширением акватории и увеличением глубины, соленость вод лагунного бассейна заметно понижается. Прекращается химическое осаждение сульфатных солей (гипса). Однако его соленость еще оставалась высокой, на уровне насыщенности карбонатов. С другой стороны, перевод ионов кальция (Ca^{2+}) и сульфат-ионов SO_4^{2-} в фиксированное положение в ходе предыдущего осаждения сульфатных солей привел к повышению щелочного резерва лагунного бассейна. Щелочность среды также была высокой. Все это создало благоприятные условия для химиче-



Рис. 4. Доломиты бухарской ритмосвиты на южном крыле Ваушской антиклинали

ского осаждения доломита. О первично-осадочном генезисе доломитов свидетельствует их слоистое строение и распространенность на огромной площади (рис. 4) [7]. Доломиты являются важным нерудным минеральным сырьем. Они используются, как огнеупорный материал и флюс в металлургии, в качестве магнезиального цемента и изоляционного материала в строительстве при бурении в качестве утяжелителя, а также в резиновой, кабельной, кожевенной, бумажной, стекольной промышленности и др. Лабораторными испытаниями установлена пригодность мучнистых доломитов месторождения «Вауш», открытого в 2002 г., в производстве лако-красочной продукции, бытовых чистящих средств и школьных мелков. Пелитоморфные доломиты пригодны для изготовления специальных контейнеров, используемых в производстве искусственного алмаза. Прогнозные запасы обоих типов доломитов оцениваются в несколько млн.т. Горно-технические условия разработки простые.

Гипс и ангидрит. Гипсы и ангидриты приурочены к низам палеоценовой бухарской ритмосвиты. В Кызылкумах отмечаются в Каракатинской и Агитминской котловинах [2]. Залегание почти горизонтальное, мощность до 10 м. Прогнозные запасы достаточные для удовлетворения потребностей республики. Они могут быть основным источником сырья для Навоийского цементного завода и ряда предприятий местной промышленности. Гипс и ангидрит используются в огромном количестве в строительной промышленности. Чистые разности применяются в медицине и химической промышленности.

Фосфориты приурочены к разрезу ранне-среднеэоценовой сузакско-алайской ритмосвиты Централных и Юго-Восточных Кызылкумов. Выделяются желваково-гравийные и зернистые генетические разности. Промышленные горизонты представлены зернистыми фосфоритами. Они образуют крупный Центрально-Кызылкумский фосфоритоносный бассейн [8-10]. Гидродинамические условия среды осадкообразования в наиболее удаленной и глубоководной части ранне-среднеэоценового морского бассейна Кызылкумов с относительно ровной топографией дна спокойные, застойные. Ведущая роль у биогенного осаждения. Обогащенность морских вод гидрокарбонатом кальция благоприятно отразилась на развитии органического мира. Изобилие карбоната кальция в водном бассейне способствует наименьшим энергетическим затратам для построения организмами своих раковин, панцирей и скелетов. Среди морских организмов планктонные фораминиферы и кокколитофориды, будучи наиболее многочисленными и разнообразными по видовому составу, нередко являлись породообразующими. Также многочисленными были рыбы. Таксономическое разнообразие отмечается и в бентосных формах морской фауны. Будучи зависимыми от фациальных условий, расселялись на наиболее благоприятных для жизнеобитания участках дна морского бассейна. Морские организмы

играли немаловажную роль в биогенной седиментации фосфора, как основного концентратора этого элемента. Первичными концентраторами фосфора являлись кокколиты, бурное развитие которых отмечается в ранне-среднеэоценом морском бассейне Кызылкумов. Будучи биогенным элементом, фосфор из морских вод активно усваивался ими. В таком фитопланктоне двуокиси фосфора содержится в тысячи раз больше, чем в морской воде. Дальнейшая концентрация фосфора осуществлялась по пищевой цепи: зоопланктон-планктоноядные и хищные рыбы, морские млекопитающие и птицы. Скелеты позвоночных содержат до 60% фосфата кальция, а в раковинах некоторых брахиопод (*Lingula*, *Obolus*) еще больше – 100%. Богаты фосфором также скелеты, чешуи и зубы рыб, экскременты морских организмов – копролиты [10]. При диагенетическом преобразовании осадка происходит распад органического вещества и фосфоорганических соединений, переход растворенного фосфатного вещества в гель в иловых водах с образованием различных стяжений [11]. Вдольбереговые подводные течения размывали еще нелитифицированный карбонатный ил, обогащенный фосфатизированными диагенетическими образованиями и остатками морских организмов. В результате сепарации и перемива фосфатного вещества такими вдольбереговыми подводными течениями формировались горизонты зернистых фосфоритов. Отмечаются до 7 уровней их действия, среди которых два наиболее мощные и продолжительные. Они сформировали промышленные горизонты зернистых фосфоритов Джерой-Сардаринского месторождения. Фосфориты используются в основном в химической промышленности, из них выпускают минеральные удобрения, столь необходимые для сельского хозяйства.

Горючие сланцы. Горючие сланцы являются топливно-энергетическим сырьем. Они приурочены к разрезу сузакской ритмосвиты раннего эоцена Центральных и Юго-Восточных Кызылкумов. Образовались они в застойных условиях морского бассейна в результате разложения органических остатков – фито- и зоопланктона. Горючие сланцы обогащены ценными ред-

кими и рассеянными элементами. В настоящее время для определения промышленной значимости горючих сланцев в районе Сангунтау ведутся интенсивные геологоразведочные работы со стороны подразделений Госкомгеологии РУз.

Выводы:

Кызылкумский горнорудный регион всегда был в центре пристального внимания геологов как кладовая многих рудных и нерудных полезных ископаемых. Палеогеновые отложения Кызылкумов богаты различными месторождениями полезных ископаемых. Устойчивый платформенный режим, максимальная выровненность поверхности рельефа и аридный климат способствовали дифференциации осаждаемого вещества ограниченному привносу грубообломочного материала при одновременном увеличении притока коллоидного и истинного раствора в бассейне седиментации. Формирование залежей различных видов нерудного сырья обязано дифференциации осадочного вещества, обусловленной действиями гидродинамических и гидрохимических факторов. В результате четкой обособленности фациальных единиц в каждой из них образовались залежи определенного типа полезных ископаемых, главным образом, нерудного минерального сырья. Механическая дифференциация осадочного вещества способствовала образованию залежей кварцевых песков и зернистых фосфоритов. Физико-химическая дифференциация способствовала образованию бентонитовых глин, а биохимическая – карбонатно-пальгорскитовых и опоковидных глин, мергелей и глинистых известняков. С химической дифференциацией связано осаждение гипса и доломита. В настоящей работе перечислен неполный список нерудных полезных ископаемых Кызылкумского горнорудного региона приуроченных к морской формации палеогеновых отложений, где каждое полезное ископаемое является высококачественным, безусловно, при вовлечении их в народное хозяйство, как сырьё, имеющее широкую область применения, большой экономический эффект очевиден.

Список литературы:

1. Минерально-сырьевые ресурсы Узбекистана. Ташкент, «Фан», 1977, 553 с.
2. Морозов С.Д., Расулов У.М., Бойко В.С., Троицкий В.И. Геология палеогеновых отложений Центральных и Юго-Восточных Кызылкумов. – Ташкент: Фан, 1988. – 140 с.
3. Мирзаев А.У., Чиникулов Х. Подводные морские течения в палеогеновом морском бассейне Кызылкумов. // *Geologiya va mineral resurslar*. Ташкент – 2002. - № 5.
4. Закиров М.З., Эгамбердыев М.Э., Мирсаидов М.М., Каржаев А.Т. Щелочные бентониты Узбекистана // *Разведка и охрана недр*. – Москва, 1989. – № 2. – С. 10-14.
5. Мирзаев А.У., Чиникулов Х. Глины месторождения Навбахор (Узбекистан) // *Литология и полезные ископаемые*. Москва-2003. - № 3. С.3-11.
6. Опоковидные глины Кермине / Под ред. Г.И.Тесленко. – Ташкент: Фан, 1976. – 95 с.
7. Мирзаев А.У., Чиникулов Х.. Позднепалеоценовый лагунный бассейн Кызылкумов и проблемы доломитообразования // *ДАН РУз*. Ташкент – 2002. - № 3.
8. Бойко В.С., Кудряшев Н.С., Журавлев Ю.П., Шабанина Н.В. Литологическая характеристика среднеэоценовых фосфоритовых отложений Центральных Кызылкумов // *Литология и полезные ископаемые*. – Москва, 1982. – № 6. – С. 71-81.
9. Геология и полезные ископаемые Республики Узбекистан / Под ред. Т.Н.Далимова, Т.Ш.Шаякубова. – Ташкент: Университет, 1998. – 722 с.
10. Ильяшенко В.Я. Палеогеновые фосфориты Западного Узбекистана // *Литология и осадочные полезные ископаемые Узбекистана*. – Ташкент: Фан, 1966. – С. 84-93.
11. Геологические проблемы фосфоритонакопления / Под ред. А.С.Соколова. – М.: Наука, 1987. – 168 с.

ИССЛЕДОВАНИЯ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИХ ПОКАЗАТЕЛЕЙ СВЯЗНЫХ ГРУНТОВ, СЛАГАЮЩИХ ЛОЖА ВОДОТОКОВ

Каримов Ё.Л., ст. преподаватель кафедры «Геология и разведка нефтегазовых месторождений» Каршинского инженерно-экономического института; **Юлдашев Т.Р.**, доцент кафедры «Технологические машины и оборудование» Каршинского инженерно-экономического института, канд. техн. наук; **Эшев С.С.**, доцент кафедры «Геология и разведка нефтегазовых месторождений» Каршинского инженерно-экономического института, канд. техн. наук

Ushbu maqolada ilmiy tadqiqot laboratoriyasida tuproqning asosiy fizika-mexanik ko'rsatgichlari orali bog'liqlik ko'rsatib chiqilgan. O'tkazilgan tajriba shuni ko'rsatadiki tuproqning siljish qarshiligi, ular tarkibidagi qulinni bo'laklar va minerallarning o'sishiga bog'liq. Tuproqning mustahkamligi-o'zgaruvchan qiymat va asosan namlik qiymatiga, zichligiga va kovakliligiga bog'liq.

The article provides laboratory studies to determine the physical and mechanical characteristics of investigated on the plane of cohesive soils. Sustainability cohesive soils is variable and depends mainly on the degree of their humidity, density and porosity. Physical properties of soil, i.e., density, porosity, moisture, ductility, stickiness, swelling and shrinkage reflect well and characterize construction properties of soils.

Размывающие скорости водного потока в связных грунтах обуславливаются многими взаимодействующими и взаимосвязанными факторами. К ним относятся физико-механические свойства грунтов. Это такие факторы, как влажность, влагоемкость, водостойчивость, сцепление, плотность, удельный вес, механический состав, структура, пластические свойства, минералогический состав, засоленность и суффозионные свойства, водопроницаемость и др.

В данной статье рассматривается природа связных грунтов, а также устанавливаются экспериментально-лабораторным путем основные физико-механические показатели исследуемого грунта на размыв (табл. 1, 2, рис. 1).

Лабораторные исследования по установлению основных физико-механических показателей грунтов проводились общепринятыми методами В.М. Безрука, П.Л. Иванова, С.Р. Месчяна, Н.А. Цытовича. Испытания образцов грунта проводились в лабораториях «Оснований и фундаментов» и «Инженерно-геологических изысканий» Центрального научно-исследовательского института транспортного строительства (ЦНИИС).

Методика подготовки связного грунта к испытаниям полностью соответствовала методике, изложенной в работе [1]. Для испытания были приготовлены шесть образцов нарушенной структуры грунтов. Образцы нарушенной структуры первого связного грунта приготавливались следующим образом: к высушенному до воздушно-сухого состояния, раздробленному и просеянному сквозь мелкие сита грунту постепенно добавляли воду; полученную смесь тщательно перемешивали до получения пластичной консистенции. Подготовленный таким образом грунт подвергали равномерному уплотнению в металлических кассетах.

Остальные пять образцов грунтов приготавливались следующим образом: к приготовленному вышеуказанному сухому грунту добавлялось соответственно разное количество песка, и постепенно добавлялась вода; полученные смеси тщательно перемешивались до получения пластичной консистенции. Подготовленные таким образом грунты подвергались равномерному уплотнению в металлических кассетах. Образцы грунтов водонасыщались и отструктурировались в течение четырех месяцев в металлическом

Таблица 1

Физические свойства связанных грунтов

Грунт	Ср. сугл., мелкий	2. Сред. сугл.	3. Сред. сугл.	4. Супесь	5. Супесь	6. Мелкий песок
W, %	27,10	27,98	24,09	21,27	18,39	13,69
V _{гp} , g/cm ³	1,95	1,93	1,96	2,03	2,11	1,98
V _{ck} , g/cm ³	1,53	1,51	1,58	1,67	1,78	1,74
ρ, g/cm ³	2,72	2,70	2,72	2,69	2,68	2,68
n, %	43,75	44,07	41,91	37,92	33,58	35,07
ε	0,78	0,79	0,72	0,61	0,50	0,54
I _w	0,94	0,96	0,91	0,94	0,98	0,66
W _{max} , %	28,68	29,26	26,47	22,68	18,66	20,15
g _{взв.} , g/cm ³	0,97	0,45	1,0	1,05	1,12	1,09
W _T , %	24,04	26,0	21,53	20,0	-	-
W _p , %	17,40	18,0	15,39	14,0	-	-
I _p	0,07	0,08	0,061	0,06	-	-
I _L	1,46	1,25	1,42	1,21	-	-

баке с водой. Для капиллярного увлажнения образцов металлические кассеты перфорированы на дне и с боков. Во всех кассетах образцы грунтов укладывались таким образом, чтобы получились выступы 2 mm над поверхностью кассет.

Сначала определялись физические свойства грунтов:

W - влажность грунта, определяется весовым способом;

$V_{гр}$ - объемный вес естественно-влажного грунта, определяется методом режущего кольца;

$V_{ск}$ - объемный вес скелета, $V_{ск} = V_{об}/(1+W)$;

$\rho_{гр}$ - плотность грунта - метод пикнометра;

$\gamma_{гр}$ - удельный вес грунта, $\gamma_{гр} = \rho_{гр}g$;

$\gamma_{ск}$ - удельный вес сухого грунта, $\gamma_{ск} = \gamma_{гр}/(1+W)$;

n - пористость, $n = (\gamma_{гр} - \gamma_{ск}) / \gamma_{гр} \cdot 100\%$;

ε - коэффициент пористости, $\varepsilon = (\gamma_{гр} - \gamma_{ск}) / \gamma_{ск}$;

I_w - коэффициент водонасыщенности, $I_w = (W\gamma_{гр})/\varepsilon$;

W_{max} - полная влагоемкость, $W_{max} = W / I_w = \varepsilon/\gamma_{ск}$;

$\gamma_{взв}$ - удельный вес грунта, облепленного массой вытесненной воды, $\gamma_{взв} = (\gamma_{гр} - 1)/(1 + \varepsilon)$;

W_T - граница текучести - метод балансируемого конуса;

W_p - граница раскатывания - по стандарту;

I_p - число пластичности, $I_p = W_T - W_p$;

I_L - консистенция, $I_L = (W - W_p) / I_p$.

Полученные результаты приведены в табл. 1. Анализ полученных результатов опытов показывает, что одним из основных физических показателей, характеризующих механическую прочность связных грунтов, является пористость. Механическая прочность их при прочих равных условиях возрастает с уменьшением пористости. В суглинистых грунтах пористость больше, чем у супесчаных. Из этого следует, что суглинистые грунты более устойчивы на разрыв по сравнению с супесчаными. Из таблицы также видно, что число пластичности, а также взаимосвязанные с ним границы текучести и раскатывания получаются больше в суглинистых грунтах, чем у супесчаных.

По величине числа пластичности косвенно судят о степени глинистости, физико-механических и водных свойствах грунта. Повышение глинистости грунта влечет за собой увеличение числа пластичности. Сопротивление сдвигу является одной из важнейших характеристик грунта, так как характеризует устойчивость его в откосах и дне каналов, и обуславливается двумя показателями: внутренним трением и сцеплением.

Механические характеристики, т.е. сила сцепления и угол внутреннего трения грунтов определялись методом сопротивления сдвигу в условиях незавершенного уплотнения приборами ГП-30 конструкции Маслова-Лурье и конструкции ЦНИИСа (табл. 2).

При заполнении пор водой трение между частицами грунтов, особенно глинистых и суглинистых, резко уменьшается, так как вода играет роль смазки. Кроме того, тонкие частицы грунта, способные к набуханию, увеличиваясь в объеме, как бы раздвига-

Таблица 2

Механические свойства связанных грунтов

Образец грунта	Сила сцепления, C , kg/cm^2	Угол внутреннего трения, ϕ
1. Сред. суглинок, мелкий	0,08	14°
2. Сред. суглинок	0,072	6°
3. Сред. суглинок	0,045	12°
4. Супесь	0,035	12°
5. Супесь	0,025	38°
6. Мелкий песок	-	-

ются, причем пленки воды, удерживаемые на поверхности грунтовых частиц силами молекулярного притяжения, сглаживают шероховатости отдельных частиц или микроагрегатов. Поэтому трение в увлажненных глинистых грунтах очень мало.

Сопротивление связных грунтов сдвигу выражается формулой:

$$\tau = P \tan \phi + C, \quad (1)$$

где τ - сопротивление сдвигу, зависящее от нормального давления и плотности-влажности;

P - нормальное давление;

ϕ - угол внутреннего трения, также зависящий от плотности-влажности;

C - сцепление.

Проведенные испытания грунтов показали, что сопротивление сдвигу растет с увеличением содержания глинистых частиц и минералов (рис. 1).

Из анализа результатов проведенных лабораторных исследований по установлению физико-механических характеристик исследуемых на разрыв связных грунтов можно сделать следующие выводы:

1. Устойчивость связных грунтов - величина переменная и в основном зависит от степени их влажности, плотности и пористости.

2. Физические свойства грунтов, т.е. плотность, пористость, влажность, пластичность, липкость, набухание и усадка хорошо отражают и характеризуют строительные свойства грунтов.

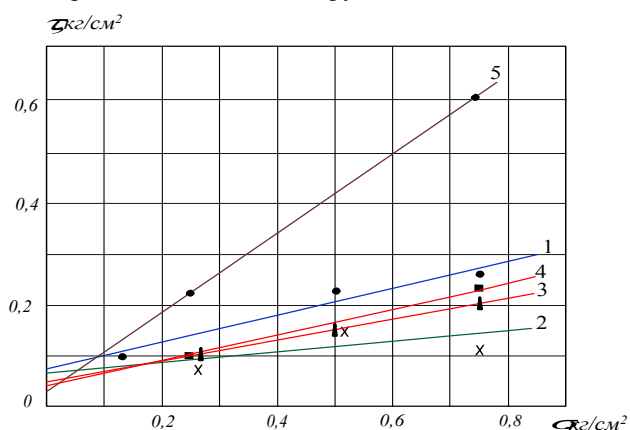


Рис. 1. Предельные сопротивления связных грунтов сдвигу

3. Сцепление в связных грунтах в состоянии водонасыщения обуславливают их прочность и они определяют степень их устойчивости размыву.

Таким образом, при расчете установления неразмывающих скоростей водного потока в водотоках, пролегающих в связных грунтах, необходимо учитывать физико-механические свойства грунтов.

Список литературы:

1. Мирзхулава Ц.Е. Размыв русел и методика оценки их устойчивости. М., Колос, 1967г. 179 с.

УДК 55(1/9)

© Мирзаева Г.А., Урунбаев К.У. 2013 г.

ГЕОЛОГО-СТРУКТУРНЫЕ ОСОБЕННОСТИ УЧАСТКА АКБУЛАК МЕСТОРОЖДЕНИЯ «ГУЗАКСАЙ» (ЧАДАКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ)

Мирзаева Г.А., геолог карьера Саук-Булак известкового завода ОАО «АГМК»; **Урунбаев К.У.**, профессор кафедры «Геология полезных ископаемых и разведочные работы», докт. геол.- мин. наук

Ushbu maqolada Oqbulok konining geologik va tarkibiy tuzilishi ko'rib chiqilgan. Oqbulok koni to'rt monotip qismga bo'linadi: kvartslilik zoni, oltinruda mineralizatsiyasidan iborat.

The article shows the geological structure and prospects Akbulak area enclosed by blocking sites ore-hosting structures with faults north-east and north-west strike, including in the ore-combustible structures.

Чадакское рудное поле расположено на западном крыле Чадак-Чаркасарской антиклинали, где она осложнена антиклинальной складкой низшего порядка. Геологическое строение рудного поля определяется сочетанием разрывных и пликтивных структур и вулканитов различных фаций. Это горст-антиклинали и грабены, выполненные вулканитами. Вся площадь разбита крупными разломами северо-западного и северо-северо-западного простираний на сложный ступенчатый грабен, контролируемый Урюклинским локалитом.

Чадакское рудное поле локализуется в пределах Урюклинской вулканотектонической структуры, границы которой определяют структурную раму рудного поля, а пестрый состав вулканитов, слагающих вулканотектонические структуры, многообразие морфотипов рудных тел [1, 2]. Выделяются:

- секущие зоны окварцевания с золоторудной минерализацией, размещающиеся в секущих разломах;
 - рудные тела в пологих структурах экранирования, возникающие в подошвах разновозрастных вулканитов;
 - контактовые рудные тела в контактах субвулканических тел;
 - рудные тела в рудно-эксплозивных сооружениях.
- Этот морфотип золоторудной минерализации только выявлен в пределах рудного поля, и пока что в зоне сложного Акбулак-Каракутанского разлома, в пределах участков Акбулак, Боматсай и Мазар.

Участок Акбулак приурочен к Гузаксайскому грабену. Площадь участка сложена вулканитами среднего и кислого, субщелочного состава болгалинского, карабасовского, шурабасовского и оясайского комплексов. Структурная позиция участка: юго-западная часть грабена, выполненного вышеуказанными комплексами, разбитыми серией разломов. Акбулак-Каракутанский разлом является основной рудовмещающей структурой. Кроме него выделяются другие системы разломов северо-западных, субширотного и северо-восточных простираний, образующие сложную мозаичную картину.

Гидротермальные образования представлены кварцевыми, кварц-гематитовыми, кварц-адюляровыми, кварц-карбонатными жилами. Сложность Акбулак-Каракутанского разлома выражается в том, что он представляет собой сочетание северо-северо-восточных и меридиональных разломов, к узлам сопряжения которых тяготеют рудные тела. Мощность зоны разломов в таких узлах достигает до 80-100 м. На месторождении выделяются четыре морфотипа зон окварцевания, несущих золоторудную минерализацию: секущий, межформационный, контактовый и эксплозивный.

Наиболее перспективные части участка – сопряжение Акбулакского разлома с разломами северо-восточных простираний системы Джулай II, под экранные позиции, в подошве силлообразных даек кварце-

вых порфиров. Резюмируя все вышесказанное, можно констатировать, что перспективы участка Акбулак заключены в узлах блокирования рудомещающей струк-

туры с разломами северо-восточного и северо-западного простираний, в том числе и в рудно-эксплозивных сооружениях.

Список литературы:

1. М.О. Сулейманов, Н.М. Просвиркина, Г.А. Мирзаева и др. Проведение доразведки на горизонте 1100м и рудных тел 1 и 2 Центрального участка и рудных тел, прилегающих к отработанному карьеру Южного участка и рудных тел участка Акбулак. Ташкент, ИМР, 2005.
2. М.О. Сулейманов, Е.В. Ганиева и др. Поиски золотосеребряного оруденения в межформационных зонах окварцевания на участках Северный и Центральный Гузаксай Чадакского рудного поля. Ташкент, ИМР, 1999.

УДК 551.1.14

© Исоматов Ю.П., Хасанов О.А., Горнов В.А. 2013 г.

ИСТОРИЯ ГЕОЛОГИЧЕСКОГО РАЗВИТИЯ КОЧБУЛАКСКОГО РУДНОГО ПОЛЯ

Исоматов Ю.П., доцент кафедры «Горное дело» АГМФ НГГИ; **Хасанов О.А.**, ст. преподаватель кафедры «Горное дело» АГМФ НГГИ; **Горнов В.А.**, гл. геолог рудоуправления «Кальмакыр» ОАО АГМК

Ko'chbuloq ma'danli maydoni Toshkent viloyatining Ohangaron Ko'chbuloq ma'danli maydoni Toshkent viloyatining Ohangaron tumani hududida va Tyan-Shan tog'i Qurama tog' tizmalarining shimoliy-g'arbiy yonbag'irliliklarida, Angren daryosining chap oqimidagi Nishabsoy va Gushsoy daryolari oralig'ida joylashgan. U murakkab kuchli vulqonli-tektonik faoliyat natijasida yuzaga kelgan. Rayonning zamonaviy zilzila balligini oldindan aniqlash ma'lumotlari alp er qimirlashlari to'xtab turmaganligini ko'rsatib berib turibdi.

Kochbulak's ore field is located in the territory Akhangaran district of Tashkent region and is located on the north-west slope of the Kurama range of Tien Shan mountains and the rivers Nishbashsay and Gushsaya left tributaries Angren river. It was formed as a result of a complex of hard volcanic and tectonic activity. Contemporary seismicity of the area indicates that the alpine progress has not stopped.

Кочбулакское рудное поле находится на территории Ахангаранского района Ташкентской области и расположено на северо-западном склоне Кураминского хребта Тянь-Шаня в междуречье Нишбашсай и Гущая левых притоков р. Ангрен. Изучая геолого-тектоническое строение, можно отметить, что история геологического развития территории охватывает периоды от нижнего палеозоя до мезо-кайнозоя и развиты осадочные, вулканогенные и интрузивные образования, что свидетельствует о неустойчивой тектонической обстановке, характерной для краевых частей геосинклинальных зон, резкой смены магматизма и осадконакопления, а также глубинных гидротермальных процессов [1, 2].

В геологической истории района намечается три тектонических цикла: каледонский, герцинский и альпийский, в течение которых были сформированы современные черты геоморфолого-геолого-тектонического строения [2]. Кочбулакское рудное поле образовалось в результате сложной напряженной вулкано-тектонической деятельности в течение вышеуказанных трех тектонических циклов [3]. В геологическом строении района доскладчатой вулканической фазы участвуют нерасчлененные мрамори-

зованные известняки, лавовые брекчии фельзитовых порфилов, выше эффузивными послескладчатого вулканического комплекса пород.

С первой вулканической фазой связано образование трахиандезитовой формации, отложения которой имеют ограниченное распространение. После этой вулканической фазы прекращались формирования вулканических отложений, о чём свидетельствуют прослои осадочных пород среднего карбона с растительными остатками.

Вторая фаза вулканической активности с извержением крупнообломочных туфов дацитового состава, затем среднего состава. В результате этого вся площадь описываемого рудного поля и большая часть Лашкерекской депрессии были перекрыты мощными (400-600 м) покровами лав кислого дацитандезитового состава. После завершения вулканической деятельности произошло внедрение интрузивного тела диортиовых порфилов, связанного с глубинным разломом субширотского направления. После второй фазы отмечается перерыв вулканической деятельности, во время которого площадь рудного поля являлась областью сноса и накопления осадочного материала [3].

Третья вулканическая фаза началась верхне-карбонным – нижнепермским периодами и характеризуется активизацией в зонах ранее заложенных глубинных разломов меридионального и субширотного простираний, в результате чего на большей площади был размыв накопившейся ранее материал. Площадь рудного поля приобрела блоковое строение. В результате экструзивной деятельности вулканической фазы накопилась мощная (около 1500 м) слоистая, образовавшая андезит-дацитовую формацию, локально распределенную в пределах Кочбулакского и Кайрагачского рудных полей. За время третьей фазы в ходе сложных вулканотектонических процессов формировались основные черты строения Кочбулакской кальдеры. Экструзивные купола тяготеют к периферии кальдеры, располагаясь в пределах зоны полукольцевого разлома диаметром 5-6 км. Среди экструзивных куполов отмечаются преимущественно лавовые купола (Семгуранский, Караташский и др.) и купола, сложенные кристаллокластическим материалом (Гульдраминский и Шаракский).

Своеобразие механизма формирования кристаллокластических экструзивных куполов заключается в том, что частичная кристаллизация материала происходила еще в вулканическом канале. При поступлении на поверхность происходило дробление кристаллов и породы и цементация порциями лавы. Мощность экструзивных куполов в их центральной части составляла 500-1000 м. Покровные части куполов представлены малопротяженными (3-5 км) линзообразными телами, мощность которых в центральных частях 100-200 м и резко выклиниваются в периферии. Формирование вышеперечисленных куполов во времени было разделено перерывами, что подтверждается наличием (маломощных-100 м) горизонтов осадочных пород. Процесс накопления вулканогенных отложений сопровождался тектоническими подвижками, по блокоразделяющим разломам. Неровность рельефа, обусловленные тектоническими подвижками, нивелировались новыми порциями вулканогенного материала. В заключительной стадии произошло проседание Семгуранского и Караташского экструзивных куполов, что обусловило образование во вмещающих породах межпластовых и межформационных согласных срывов (Четги, Кальта, Узун, Нишбаш). Процесс проседания сопровождался значительными подвижками по разломам Дукент, Гушсайской и Семгуранской глубинного заложения. В результате этого блок между Ашуйским и Караташским разломами оказался просевшим, а максимальные амплитуды по вышеперечисленным разломам отмечаются вблизи Семгуранского и Караташского разло-

мов. После завершения вулканической деятельности имело место внедрения небольших субвулканических тел среднего и кислого состава, расположение которых контролировалось кольцевым разломом диаметром 3-4 км. После этого наступил период покоя, в течение которого произошло выравнивание всей территории и накопление осадочного материала с базальными конгломератами в основании. Четвертая вулканическая фаза началась с выбросов разнообломочного пирокластического материала. Характерной особенностью четвертой фазы является преобладание взрывного типа извержений. Обильный пирокластический материал поставлялся Нишбашским палеовулканом, образовавшимся в узле пересечения разломов глубинного заложения. Выбросы пепловых туфов чередовались извержениями раскаленного пирокластического материала, о чем свидетельствует наличие вблизи предполагаемого жерла прослоев спекшихся туфов липарито-дацитового состава.

В результате этой взрывной деятельности сформировался пирокластический горизонт, который перекрывает всю площадь Кочбулакского рудного поля. Извержение больших масс пирокластического материала обусловило опустошение очага, что, в свою очередь, компенсировалось проседанием территории по образовавшимся полукольцевым разломам. После затухания вулканической деятельности по полукольцевым разломам произошло внедрение субвулканических тел андезит-дацитового состава.

В конечную стадию орогенного этапа сформировались дайки основного и кислого состава, образовавшиеся протяженные линейные и полукольцевые зоны. С образованием даек во времени перемежались гидротермальные рудные процессы. Намечается следующая последовательность магматических процессов: внедрение даек кислого состава; метасоматоз; формирование продуктивной кварц-сульфидорудной стадии минерализации; внедрение даек диабазовых пород; формирование поздней кварц-карбонат-баритовой стадии минерализации. В мезокайнозойское время площадь испытала поднятие, интенсивный размыв накопившихся вулканогенных образований. В процессе накопления значительных количеств осадочного материала происходит формирование ангренических угленосных, джигаристан-каолиновых, красноцветных и палеоген-неоген-четвертичных отложений в северной части Ангрениской депрессии. Альпийские тектонические движения продолжались и в четвертичное время. Современная сейсмичность района свидетельствует о том, что альпийские подвижки не прекратились.

Список литературы:

1. Абдуллаев Х.М. и др. «Основные черты магматизма и металлогении Чаткало-Кураминских гор». Ташкент, АН Уз ССР, 1958 г.
2. Бабаев К.Л. «Рудные формации и основные черты металлогении золота Узбекистана» Ташкент, «Фан», 1978 г.
3. Голушков П.М. и др. «О результатах поисков в пределах Кочбулакского рудного поля».

ВЛИЯНИЕ ПРИРОДНЫХ И ГОРНОТЕХНИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ НА УСТОЙЧИВОСТЬ БОРТОВ КАРЬЕРОВ

Умаров Ф.Я., декан факультета «Геология и горное дело» ТашГТУ, канд. экон. наук

Mualif tamonidan karyerlarda ma'sul muhandislik inshootining mustakamlik shemasi taklif etilgan. Shema tabiiy va kontehnologik omillarni qamrab olib pag'onaning, yon devorning va uning atrofidagi kon jinslarining barqarorligi bilan bogliqdir. Yuqoridagi keltirilgan qonuniyatlar asosida karyerlarda ma'sul muhandislik inshootining mustahkamligi va ularning parametrlarini hosoblovchi muhandislik metodlari ishlab chiqilgan.

The author proposed a scheme of increasing the sustainability of responsible engineering constructions in the quarries. It brings together natural and mining factors that significantly affect the stability of the ledges, pit walls and under on-board array. Results of implementation are to develop the methods of control of the state of responsible engineering constructions in quarries and calculation of their parameters.

Усложнение геологических и гидрогеологических условий разработки, увеличение глубины и объемов открытых горных работ определяют качественно новый подход к обеспечению устойчивости бортов глубоких карьеров. Проблема обеспечения устойчивости откосов и бортов карьеров приобретает всё большее значение. Во-первых, в горной промышленности намечена четкая тенденция к последовательному увеличению доли наиболее эффективного открытого способа разработки месторождений полезных ископаемых. Во-вторых, для современных карьеров характерным является усложнение условий производства горных работ из-за увеличения глубины разработки и вовлечения в эксплуатацию месторождений со сложными горно-геологическими условиями.

Большой вклад в изучение вопросов устойчивости откосов на карьерах внесли Э.Л. Галустьян, А.И. Ильин, Н.Н. Куваев, В.Г. Кузнецов, П.С. Миронов, Н. Панюков, М.Е. Певзнер, И.И. Попов, В.Р. Рахимов, В.В. Соколовский, Ю.И. Туринцев, Г.Л. Фисенко, В.П. Улыбин и др.

К настоящему времени исследования устойчивости откосов на карьерах ведутся по двум направлениям. При первом - изучаются факторы, влияющие на устойчивость откосов уступов, бортов карьеров. При втором - разрабатываются и совершенствуются методы расчета их устойчивости.

При открытой разработке месторождений полезных ископаемых очень важно обеспечить устойчивость уступов, бортов карьеров и не допустить их деформации в течение всего периода строительства и эксплуатации карьера. В связи с увеличением глубины действующих и проектируемых карьеров вопросы устойчивости бортов превращаются в проблемы большой экономической значимости. Обрушение уступа или осыпания его верхней бровки уменьшает ширину предохранительных берм, создает небезопасные условия, что может привести к длительной остановке всего предприятия.

В практике ведения открытых горных работ выявлены две группы: природные и горнотехнические факторы (рис. 1), которые существенно влияют на устойчивость уступов, бортов карьеров и прибортового массива в целом.

Первая группа включает в себя следующие факторы: климатические (температура воздуха, количество осадков, режим ветров, температурный режим массива горных пород); геологические - природные свойства горных пород: состав, строение, рельеф поверхности района карьерного поля; гидрогеологические - наличие поверхностных и подземных вод, обводненность пород и на контактах слоев, карст. Во вторую группу входят: геометрические параметры карьера; система разработки и режим горных работ; структура комплексной механизации и способа разрыхления горных пород; наличие подземных горных выработок. Рассмотрим более подробно влияние природных и горнотехнических факторов на примере месторождения «Мурунтау» (рис. 2-5, табл. 1-2).



Рис. 1. Схема воздействия на ответственные инженерные сооружения влияющих факторов

Климатические факторы. Климатические условия являются основным фактором, влияющим на процесс выветривания и связанные с ним явления. Температурные изменения, происходящие в виде циклов: прогревание, замораживание, что способствует образованию у поверхности зон с пониженными свойствами пород, а также существенным является и количество выпадаемых атмосферных осадков. Их влияние выражается в изменении водоносного горизонта и притока воды в карьер. Факторы, связанные с климатическими условиями, должны учитываться при проектировании уступов и бортов; в расчетах их устойчивости, сроков стояния и прогнозировании деформационных процессов.

Гидрогеологические факторы воздействуют на прочность массива горных пород. Гидростатическое и гидродинамическое давление оказывают влияние на устойчивость откосов несвязанных и слабосвязанных осадочных пород, влияние их на устойчивость скального массива практически не сказывается. Влияние гидрогеологических факторов зависит, прежде всего, от характеристик поверхностных и подземных вод и условий среды; наличие в пределах отрабатываемого карьера нескольких водоносных горизонтов может привести к прорыву воды в карьер и разрушению откосов.

Поэтому на ранних стадиях изысканий и в последующем при проектировании гидрогеологические условия должны быть тщательно изучены.

Гидрогеологические условия на месторождении «Мурунтау» с точки зрения устойчивости бортов и уступов весьма благоприятные, обводненность пород незначительна. Подземные воды и условия их залегания выделяются в виде массивов и артезианских бассейнов. Поверхностный сток формируется во время ливневых дождей. Трещинно-карстовые воды распространены в тектонических блоках и других структурах вне пределов влияния гидротермально-метасоматической переработки по зонам разломов. Водообильность карбонатных пород изменяется в широких пределах.

Значение коэффициента фильтрации находится в пределах 0,02-1,12 м/сут. Подземные воды находятся на абсолютных отметках 370-550 м. Это объясняется строением самой поверхности. В результате дренирующего действия горных выработок снижение уровня произошло до 100 и более м.

Уровень подземных вод постоянно снижается и снижение уровня происходит за счет систематического водоотлива из подземных выработок, пройденных на гор. +78 м и +128 м. В карьере дренаж и осушение осуществляется опережающим способом при проходке горных выработок геологоразведочной шахты Мурунтау по гор.+ 128 м и ниже шахтный ствол заложен вблизи карьерного поля. В карьере ведется проходка зумпфов, отсекающих приток воды по разломам на обуриваемые и взрывааемые блоки. Вода, накапливающаяся в зумпфах, выкачивается

и используется для орошения забоев экскаваторов и полива карьерных автодорог.

Основными факторами, воздействующими на устойчивость прибортового массива являются геологические. Геологические факторы (состав, состояние, строение и свойства горных пород) определяют условия деформации массива и выбор расчетных схем устойчивости откосов, характер противодеформационных мероприятий и величины показателей, закладываемых в расчеты.

Поэтому в период изысканий и на последующих стадиях, должны быть изучены более подробно геология района, так как определенными являются состав, состояние, строение и свойства горных пород. Известно, что генетический тип, литологическое строение слоев, петрографический состав горных пород влияют на механизм деформирования прибортового массива.

Кроме того, существенное влияние оказывают тектонические процессы и землетрясения на напряженно-деформированное состояние бортов карьера. Правильный учет этих факторов определяет выбор расчетных схем устойчивости.

В наибольшей степени деформированию подвержены участки бортов, приуроченные к зонам разломов тектонических нарушений. Возникшие деформации показали, что на верхних горизонтах карьера Мурунтау нельзя допускать увеличения углов откосов уступов по сравнению с проектными. В то же время анализ накопленной к настоящему времени инженерно-геологической информации по глубоким горизонтам месторождения свидетельствует о повышении монолитности и прочности породного массива. Следовательно, вероятность возникновения деформаций прибортовых участков на больших глубинах резко снижается.

Таким образом, в перспективе, по мере увеличения глубины горных работ, появляется реальная возможность повысить углы откосов нерабочих уступов на глубоких горизонтах.

Путем анализа тектонических условий месторождения все деформации разделены на четыре группы по месту расположения:

1 группа - расположена на северном борту и включает большое число деформаций. Все они возникли в результате разгрузки тектонического напряжения на границе северного блока, в зоне сочленения северо-восточного разлома и более мелких внутри-блоковых разломов.

2 группа - располагается в зоне сопряжения северного и восточного бортов. Возникновение деформаций в пределах этой группы связаны в основном с нарушением пород в зоне разлома и межблоковой стабильностью.

3 группа - включает четыре деформации, три из которых произошли на западном борту в пределах крупного тектонического нарушения. Четвертая деформация произошла на линии пересечения южного разлома и линии, протяженной от данной деформации на северо-запад.

4 группа - часть деформаций расположена на южном борту и включает пять деформаций и три в центре и северо-западной части карьера. Все нарушения данной группы располагаются на пересечении тектонических нарушений и линии дислокации северо-западного простираения.

Таким образом, анализ тектонических условий месторождения с учетом местоположения деформаций позволяет сделать следующие выводы:

а) зарождение контуров поверхности ослабления происходит под влиянием геодинамических процессов;

б) провоцирующими факторами являются сейсмическое воздействие взрывов, подрезка слоистости пород откосом уступа.

Однако полученные результаты при всей информативности и достоверности будут недостаточны для создания прогноза устойчивости бортов без оценки влияния региональной тектоники месторождения и определения взаимосвязи деформаций бортов карьера с сейсмической активностью района месторождения в целом.

Для решения поставленной задачи совместно с геомеханической группой карьера был проведен сравнительный анализ региональной сейсмической активности месторождения с учетом геологической ситуации и фактических данных деформирования откосов уступов карьера.

Для достижения цели исследований в работе решались следующие задачи:

- проведена оценка геолого-тектонической ситуации района месторождения;
- проведен детальный анализ и систематизация данных «Базы Данных по землетрясениям американского геологического общества» (Geological Survey Base) применительно к региону месторождения;
- установлена корреляционная зависимость деформаций бортов карьера от магнитуды и глубины землетрясений.

Структура рудного поля осложнена многочисленными разрывными нарушениями, главными из которых являются Северный, Южный, Северо-Восточный и Меридиональный разломы регионального масштаба, имеющие значительное простираение и мощность. Согласно геолого-тектоническим условиям, а также на основании проведенных исследований методами сейсмометрии можно говорить о том, что северо-северо-восточный, северо-западный и юго-восточный борты карьера наиболее подвержены опасности развития деформационных процессов на локальных участках, в районе юго- и юго-западных бортов вероятность развития деформаций значительно меньше.

Согласно базы данных по землетрясениям американского геологического общества «Geological Survey Base», за период с января 1998 г. по конец марта 2003 г. в зоне радиусом от 400 до 1000 км от карьера Мурунтау произошло 13 крупных землетрясений магнитудами от 6 до 7,5.

Таблица 1

Районирование нерабочего борта карьера по виду воздействия на него сейсмических волн

Название борта	Бальность	Тип волн	Направление волн
Южный	7	Поверхностные и продольные	В сторону выемки
Юго-западный и юго-восточный	7	Поверхностные и поперечно-продольные	Под углом 30-60°
Западный и восточный	7	Поперечные	Вдоль разломов
Северный	6	Продольные	В сторону выемки

Наиболее мощное из них с магнитудой 7,5 (глубина очага около 30 км) произошло 06.12.2000 г. в Туркменистане в районе г. Небит-Даг (зона Главного Копетдагского разлома, пересекающего в широтном направлении Каспийское море) на расстоянии около 1000 км от карьера Мурунтау, а землетрясение (с магнитудой 6,2), предшествующее образованию Деформации № 43, произошло 25.02.2001 г. на Памире на расстоянии около 800 км от карьера Мурунтау. Указанные деформации корреспондируют с прошедшими за рассматриваемый период времени природными землетрясениями и имеют надежную корреляцию по трем параметрам - магнитуда, время, глубина землетрясений

Карьер Мурунтау располагается в пределах 4-х крупных тектонических блоков, разделенных разломами меридиального, субмеридиального, широтного и северо-восточного простираений. Промплощадка карьера относится к зоне проявления землетрясений силой до 8 баллов. По критерию сейсмической опасности нерабочие борты карьера подразделяются на 4 района (табл. 1).

Месторождение Мурунтау очень сложное в структурном отношении. В пределах месторождения различаются как крупные, так и мелкие тектонические нарушения. Сравнительно крупных тектонических блоков выделено пять, которые расчленяют рудное поле, осложняя более мелкими нарушениями. Породы месторождения имеют высокую степень окварцевания, кварцевые жилы и прожилки имеют большое распространение и обладают высокими прочностными характеристиками. Мощность таких прослоев не превышает 10-15 см. В целом прослойки колеблются от первых десятков сантиметров до первых десятков метров.

Рассмотрим более подробно влияние геодинамической активности зон разломов на деформационные процессы бортов карьера Мурунтау. Установлено, что максимальная концентрация напряжений наблюдается вблизи разрывов и уменьшается до нуля на свободной поверхности.

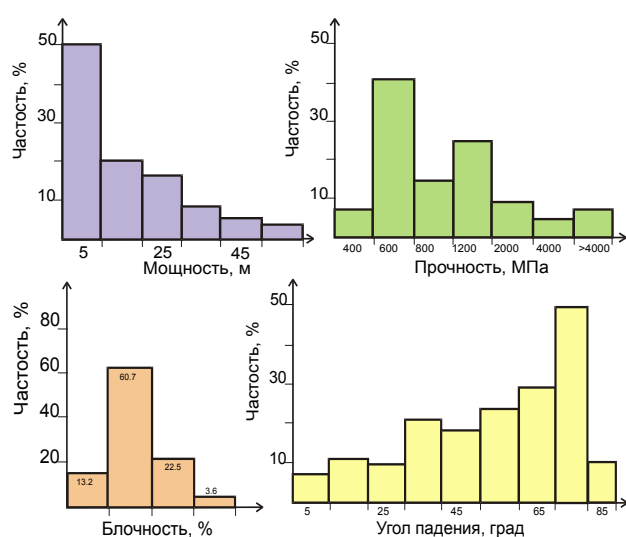


Рис. 2. Горно-технологическая характеристика горных пород месторождения Мурунтау

Значительными оказываются напряжения, созданные двумя и более разрывами. Из анализа рассмотренного влияния разломов на устойчивость бортов сделаны следующие выводы:

- изменение напряжений хотя бы в пределах одного разлома может привести к изменению общего поля напряжений карьера;
- определение устойчивости бортов карьера следует производить для поверхностей скольжения с учетом напряжений, создаваемых существующими разломами;
- для уменьшения вероятности возникновения оползневых явлений не следует создавать дополнительной нагрузки вблизи разломов, предрасположенных к росту напряжений;
- дальнейшую отработку карьера необходимо вести с учетом влияния напряжений, которые могут привести к изменению коэффициента устойчивости бортов карьера.

При открытой разработке месторождений в массивах пород возникают горно-геологические явления. Наиболее опасный вид разрушения карьерных откосов - это оползни [1]. Главное свойство оползней - это смещение породных масс по поверхности, получившей название поверхности скольжения.

Формы поверхности скольжения и их расположение в массиве зависят от геологических факторов, физико-механических свойств пород, а также от геометрических параметров откоса. Управление этими явлениями возможно путем маневрирования горно-техническими факторами.

Наиболее опасными являются глубинные типы оползней, зарождающиеся в глубине прибортового массива в зоне наибольших касательных напряжений, их зарождение не фиксируется визуальными наблюдениями. Важным моментом при изучении оползневых процессов на бортах карьеров является установление начальных стадий развития оползней в зависи-

мости от горно-геологических условий и прежде всего от буровзрывных работ и сейсмотектонических проявлений регионального характера.

При активном оползневом процессе появление трещин на откосах неизбежно, поэтому систематическое изучение поведения этих трещин является обязательным условием показателя дальнейшего развития или затухания оползневых процессов [2].

На все вопросы ответ может быть получен только благодаря организации систематических маркшейдерско-геодезических наблюдений, в первую очередь, на тех участках, где были получены предварительные результаты по приповерхностным деформациям [3-5].

Наряду с изучением поведения трещин, возникающих в пределах поверхности оползня, устанавливают наблюдения за откосами горного массива. Основными задачами наблюдений являются: определение наличия, вида и величин деформаций; изучение деформаций во времени; оценка влияния деформаций на состояние бортов карьера.

В настоящее время известны разнообразные методы наблюдений за деформациями откосов и прибортового массива. Для применения в дальнейшем, с учетом полученных предварительных характеристик деформаций, могут быть рекомендованы конкретные методы измерений.

Сложные горно-геологические условия разработки месторождения, широкий диапазон физико-механических свойств пород особенности формирования геостатического и геодинамического напряженного состояния создают благоприятные условия для деформирования откосов и бортов карьера. Изменение напряженного состояния, вызванного ведением открытых горных работ, захватывает широкую зону, в которой характер и величины деформаций зависят от глубины карьера, углов наклона бортов карьера, физико-механических свойств и структурных особенностей массива [6-8]. Горно-технологическая характеристика месторождения «Мурунтау» представлена на рис. 2.

Систематические наблюдения за состоянием уступов, поставленных в предельное положение, на карьере Мурунтау начаты в 1979 г. К 2013 г. выявлено и зафиксировано 46 случаев деформирования откосов уступов в виде осыпей, обрушений и оползней. Деформации глубинного типа составляют: оползни - 18%, обрушения - 82%.

Объемы нарушенных пород изменяются от 900 м³ (деформация № 30, 1995 г.) до 240 тыс. м³ (деформация № 24, 1991 г.). Как правило, увеличение объема деформированных пород достигается за счет увеличения длины участка деформирования по фронту откоса.

Анализ причин деформирования откосов в предельном положении свидетельствует о том, что характер деформирования и величина разрушающих деформаций зависят от высоты уступа и угла наклона

откосов, физико-механических свойств и литолого-структурных особенностей прибортового массива, геодинамической активности зон разломов. К основным причинам деформирования уступов относятся неблагоприятно ориентированные тектонические нарушения, заполненные глиной трения с невысоким сопротивлением пород сдвигу, а также интенсивная трещиноватость пород.

По месту дислокации основных нарушений выделяются две группы: в зоне влияния Южного разлома (7 деформаций); в зоне влияния Второго Северо-восточного разлома (18 деформаций).

Участки обрушений достигают по фронту откоса 40-60 м при глубине развития деформаций 3-5 м. При этом шаг обрушения (ступенька) изменяется в пределах 1-3 м (рис. 3). Как правило, обрушение пород распространяется по высоте в пределах одного уступа.

Анализ оползневых деформаций показал, что все они являются контактными оползнями, проявляются в слоистых, падающих в сторону карьера, массивах пород, ослабленных в основании борта полого падающими тектоническими нарушениями, заполненными глиной трения с низким углом внутреннего трения пород.

Оползни, как и обрушения, развиваются в пределах одного - трех уступов. Наиболее значительный оползень объемом 230 тыс. м³ произошел в пределах влияния зоны Южного разлома, (рис. 4) на Юго-западном борту (деформация № 24).

Причины образования оползня:

- влияние зоны Южного разлома, выразившееся в образовании системы из нескольких тектонических нарушений с углами падения в сторону карьера;
- пригрузка борта карьера породным отвалом высотой около 100 м.

Оползень в начальной стадии был остановлен отсыпкой предохранительного вала на гор. 455 м, затем ликвидирован при разноске борта.

Деформация № 42. Деформация произошла в декабре 2000 г. на южном борту карьера на гор. 405÷438 м восточнее деформации № 37. Участок деформирования по фронту составил около 300 м при высоте 20 м. Процесс деформирования откоса начался при заоткоске уступов после взрывания укороченных вертикальных скважин на гор. +405 м. Обследование деформированного участка показало, что в приконтурном уступе под воздействием буровзрывных работ при отработке приконтурной ленты образовалась зона остаточных деформаций, которая характеризуется интенсивной нарушенностью, глубокими трещинами.

В результате этого сцепление пород уменьшается в несколько раз, при этом снижаются силы трения по ослабленным поверхностям. При обследовании деформированного участка обнаружено, что на участке произошли приповерхностные типы деформаций: осыпи и обрушения, смещающиеся по поверхностям

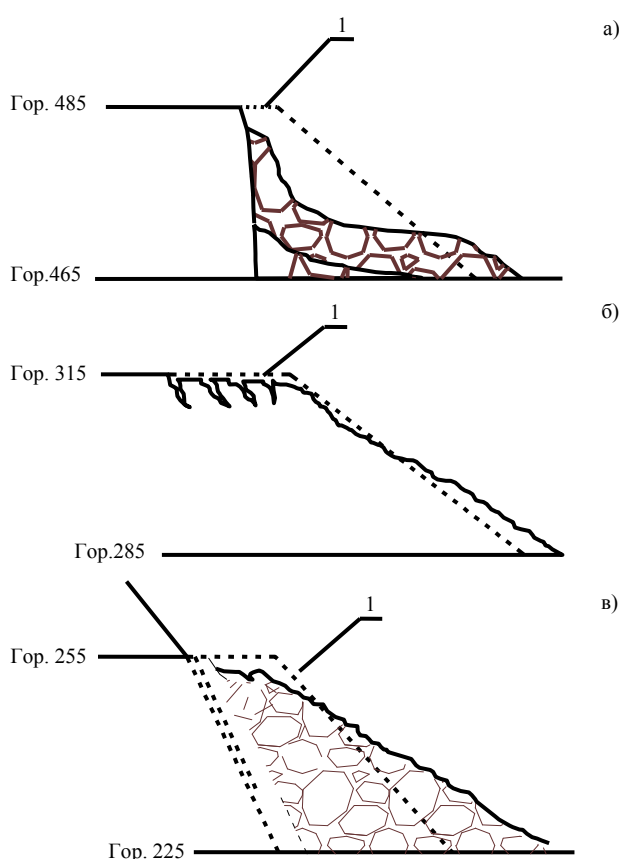


Рис. 3. Характерные типы деформаций для карьера Мурунтау: а - обрушение пород через месяц по шву широтного разлома и по слабому контакту обводненных углисто-сланцев (деформация №38); б - образование заколов протяженностью 185 м по фронту бермы при заоткоске уступа укороченными взрывными вертикальными скважинами (деформация № 39); в - обрушение пород через 2 мес. по крутопадающей в сторону карьера тектонической трещине, заполненной глиной трения с зеркалами скольжения (деформация № 35). 1 - поверхность откоса до обрушения

с нарушениями сплошности массива небольшой протяженности. За пределами участка видимых следов деформирования не отмечено.

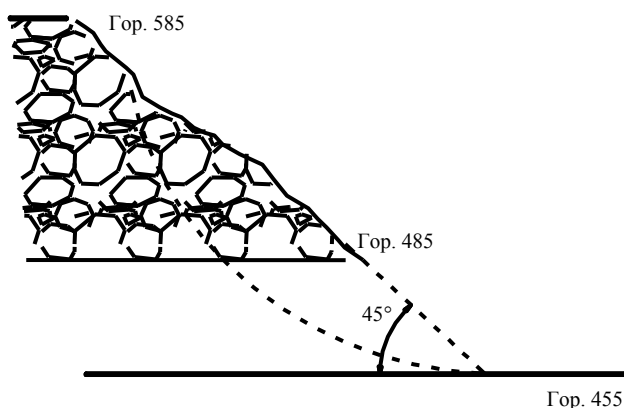


Рис. 4. Схема начальной стадии формирования оползня деформации №24 на карьере Мурунтау

Деформация № 43. Деформация произошла в апреле 2001 г. при отгрузке взорванной горной массы на гор. +165 m. Этот факт указывает на то, что деформация относится к приповерхностному типу с небольшим удельным объемом деформированных пород, которые удерживались небольшой пригрузкой. Общий объем деформированных пород $V \approx 60$ тыс. m^3 , длина деформированного участка 130÷150 m, высота деформирования распространяется на три уступа (90 m), поставленных в предельное положение. Деформация произошла на Северном борту карьера гор. 165÷255 m и фактически явилась продолжением деформации № 35.

Анализ геологического строения и состояния деформированных пород свидетельствует о том, что нарушение устойчивости является следствием: анизотропности прибортового массива; развития в нем зоны остаточных деформаций под воздействием взрывных работ; придания участку деформирования более крутого угла наклона (43°). Анизотропия прибортового массива выразилась в том, что слоистость пород в пределах призмы упора совпала с поверхностью потенциального сдвижения призмы обрушения и привела к снижению трения по поверхности скольжения пород (угол внутреннего трения $\varphi = 26^\circ$ по неровным, слабым контактам и прослоям для сланцев в то время, как в целом для массива он принят равным $\varphi = 34^\circ 17'$).

Вследствие развития интенсивной трещиноватости сцепление пород снижается до $0,026 \div 0,12$ МПа. В результате районирования прибортового массива для северного борта карьера Мурунтау предельный угол наклона принят равным 38° .

Анализ деформационных процессов при эксплуатации карьера свидетельствует о том, что одной из причин деформирования откосов является развитие в приконтурных породах зоны остаточных деформаций вследствие сейсмозрывного воздействия массовых взрывов.

Это связано с тем, что технологическая схема затоски уступов укороченными вертикальными скважинами на отдельных участках не обеспечивает надежную защиту законтурного массива от вредного влияния сейсмозрывных волн, что вызывает интенсивное заколообразование по верхней бровке уступа.

$$C_p = \frac{K_y \cdot \Sigma T - \Sigma Ntg\varphi_p}{\Sigma l} \approx 0,086 \text{ МПа.}$$

Оползни и обрушения развиваются по высоте в пределах одного уступа, объединяясь затем в группы из 2–4 уступов. Это свидетельствует о том, что в массиве с наличием четырех одинаково развитых систем трещиноватости протяженность поверхностей ослабления соизмерима с размерами откосов в пределах одного уступа. Длина всех деформаций глубинного типа (оползни, обрушения) по фронту уступа, как

правило, превышает высоту деформированного участка в 2–3 раза. Следовательно, влияние (зажим) боковых пород на устойчивость уступов сказывается лишь до тех пор, пока протяженность деформированного участка не превысит его высоту.

Таким образом, учитывая вышеизложенное, можно отметить следующее, что деформационные процессы, обусловленные оползневыми процессами в условиях динамической активности прибортового массива и при дальнейшем увеличении глубины карьера, вызывают необходимость в постановке специальных исследований с целью обеспечения безопасности эксплуатации карьера:

- наблюдения по профильным линиям (реперов) и измерение абсолютных значений сдвижений и деформаций пород;
- наблюдения изменения относительных деформаций;
- методы геодезических засечек для определения размеров смещений в местах, неудобных для закладки профильных линий (реперов), а также при невозможности нахождения людей на нарушенных участках;
- топографические съемки оползневых участков, в том числе с применением наземной стереотопографической и аэрофототопографической съемок;
- косвенные методы.

Из всех влияющих факторов, возникающих при разработке месторождений горнотехнические факторы изучены крайне недостаточно. Многими факторами этой группы мы научились в какой-то мере управлять и в процессе эксплуатации карьеров снижать уровень их негативного воздействия на массив горных пород.

Геометрические параметры карьера. В практике открытой разработки месторождений встречаются карьеры различной конфигурации с разными геометрическими параметрами. При этом форма их бортов в плане может быть вогнутой, выпуклой, прямолинейной и комбинированной (сочетающей прямо- и криволинейные участки). В существующих методах расчета задача определения устойчивости откоса решается как плоская, т. е. предполагается, что откос имеет прямолинейную (в плане) форму и бесконечное простираение.

Исследования последних лет показали, что игнорирование формы откоса (в плане) значительно снижает точность инженерных расчетов, так как искривление борта и приводит к появлению дополнительных напряжений в массиве. Установлено, что откосы, имеющие в плане вогнутую форму, обладают большим запасом устойчивости, чем аналогичные плоские откосы. Это относится и к бортам комбинированной формы (прямолинейные участки расположены между закруглениями).

В отношении устойчивости откосов выпуклой (в плане) формы единой точки зрения нет. А. Лонг реко-

мендует избегать создания откосов выпуклой формы, так как тангенциальные напряжения в таких откосах, по его мнению, в 3-5 раз превышают напряжения в откосах плоской формы. По мнению В.И. Пушкарева, устойчивость плоских и выпуклых откосов практически равноценна. Для окончательного решения этого вопроса необходимо провести дополнительные исследования.

Система разработки и режим горных работ. Система разработки и режим горных работ может определенным образом влиять на устойчивость уступов и бортов карьера. Расположение выработок относительно контура карьера, время существования и их наклон могут создавать благоприятные условия для деформационных явлений, развитие в массиве реологических процессов и интенсивного выветривания пород. Следовательно, все это следует учитывать при выборе способа вскрытия карьерного поля.

Система разработки - это порядок выполнения вскрышных, добычных и подготовительных работ. Направление развития горных работ в пространстве необходимо выбирать с учетом инженерно-геологической структуры массива и при этом устойчивость откосов рабочих уступов и карьера следует оценивать скоростью подвигания фронта горных работ. Для рабочих и нерабочих бортов значение имеет учет их конструктивных параметров, формы в плане и профиле.

Как показывает практика, углы наклона откосов бортов при расчетах объемов вскрышных и добычных работ принимаются без учета изменчивости инженерно-геологических условий карьерных полей. При этом изменение прочностных характеристик пород бортового массива во времени не принимается во внимание, что снижает достоверность определения коэффициента запаса и истинное определение объемов вскрышных работ. Представляется эффективным принятие рационального режима горных работ по результатам инженерно-геологического микширования карьерных полей.

Статические нагрузки отвалов ухудшают устойчивость уступов и бортов карьеров за счет резкого увеличения сдвигающих усилий, действующих по поверхности скольжения. При проектировании карьеров и их эксплуатации отвалы должны располагаться на достаточном удалении от верхней бровки бортов карьеров.

Воздействие системы разработки и режима горных работ на устойчивость уступов и бортов карьеров проявляется в следующем:

- неудачно выбранное направление ведения горных работ в плане и по вертикали может в определенных условиях привести к развитию в массиве деформационных процессов (подрезка контактов слоев или нарушении и др.);

- степень интенсивности горных работ определяет параметры устойчивости рабочих уступов. При коротком фронте работ и высокой скорости в массиве

не успевают развиваться деформационные и реологические процессы, что позволяет придавать рабочим уступам более крутые углы наклона;

- размещение отвалов в выработанном пространстве увеличивает сопротивление борта сдвигающим усилиям и улучшает условия его устойчивости.

Время стояния уступов, обусловленное способом вскрытия, системой разработки и режимом горных работ, должно учитываться в методике проведения прочностных испытаний пород и при обосновании величины коэффициента запаса.

Структура комплексной механизации и способа разрыхления горных пород. Из технологических процессов на устойчивость откосов скальных и полускальных пород и на величину угла наклона бортов наибольшее влияние оказывают БВР. Взрыв как бы моделирует в миниатюре землетрясение, эпицентр которого находится в месте заложения заряда ВВ. На поверхности зарядной камеры при взрыве возникает импульс напряжений, равный (10-30) 10 МПа.

Под воздействием этого импульса в породе возникает ударная волна, напряжение которой по мере удаления от центра заряда резко снижается, достигая на расстоянии пяти радиусов заряда величины 250-180 МПа, а на удалении 20 радиусов - 30-180 МПа. Вблизи заряда формируются зоны: пластических деформаций, где напряжение превышает предел прочности горных пород при сжатии; упруго-пластических деформаций, в которых разрушение происходит по дефектам структуры массива горных пород, а напряжения превышают предел прочности при растяжении дефектов структуры; трещинообразования и упругих колебаний. Вблизи последнего ряда скважин выделяют зону заколов, где после взрыва появляются крупные трещины со смещением.

Взрывные работы вызывают определенное разрушение законтурного массива, выражающееся в раскрытии существующих и появлении новых трещин, отслоениях, вывалах и нередко потере устойчивости бортов. Практика показывает, что применение обычных способов БВР в результате их разрушающего воздействия на борт карьера не отвечает требованиям устойчивости.

Одним из перспективных путей снижения разрушающего действия взрывных нагрузок на борт карьера общепризнанно считается применение предварительного щелеобразования при подходе горных работ к проектному контуру, что позволяет в соответствующих горно-геологических условиях увеличить углы наклона уступов на 5-10°, а бортов на 4-8°.

Массовые взрывы вблизи предельного контура борта создают зону частичного дробления пород, распространяющуюся на 60-70 м от места взрыва, резко ослабляя их прочность и ускоряя процесс выветривания. Кроме того, заметно изменяется и напряженное состояние массива, что уменьшает прочность связи пород по наиболее слабой поверхности массива и при небольшом запасе устойчивости

Таблица 2

Влияющие факторы и управление устойчивостью отколов уступов, бортов карьеров

Группы	Факторы	Характер влияющего фактора	Управление устойчивостью
Природные	Климатические	Температура воздуха, количество осадков, режим ветров, температурный режим массива горных пород и т.п.	Учитываются при проектировании уступов и бортов; в расчетах их устойчивости, сроков стояния и прогнозирования деформационных процессов
	Геологические	Природные свойства горных пород: состав, строение, рельеф поверхности района карьерного поля; тектонические процессы землетрясения	Учет факторов определяет выбор расчетных схем устойчивости. Организация систематических маркшейдерско-геодезических наблюдений за состоянием уступов
	Гидрогеологические	Наличие поверхностных и подземных вод, обводненность пород и на контактах слоев, карст	Учитываются на ранних стадиях изысканий и в последующем при проектировании гидрогеологических условий
Горнотехнические	Геометрические параметры карьера	Глубина карьера, конструктивные параметры бортов, физико-механические свойства и структурно-тектонические особенности массива, конфигурация карьера, форма бортов в плане и профиле	При инженерных расчетах устойчивости бортов карьеров
	Система разработки и режим горных работ	Расположение горных выработок относительно контура карьера, время существования и их наклон; степень интенсивности горных работ; время стояния уступов; размещение отвалов в выработанном пространстве	Учитываются: при выборе способа вскрытия карьерного поля; в методике проведения прочностных испытаний пород и при обосновании величины коэффициента запаса
	Структура комплексной механизации и способа разрыхления горных пород	Технология ведения горных и буровзрывных работ; Структура комплексной механизации	Требуется применение специальных методов ведения горных и буровзрывных работ при подходе к проектному контуру карьера
	Наличие подземных горных выработок	Комбинированный способ отработки месторождения способствует появлению разуплотнения массива горных пород	Разработка мероприятий по локализации процесса сдвижения горных пород (использование закладок, уменьшение пролета выработанного пространства и др.)

приводит к внезапным обрушениям рачительных участков бортов карьера.

Как показывает практика, вопросы применения специальных методов ведения горных и буровзрывных работ для обеспечения устойчивости бортов карьера решаются в зависимости от горно-геологического строения приборного массива и горнотехнических условий отработки карьера.

Следует отметить, что поверхности структурного ослабления пород существенно влияют на ширину зоны разрушения.

Наличие подземных горных выработок. Многие месторождения обрабатываются комбинированным способом, т. е. открытыми и подземными работами. Для снижения вредного воздействия этого фактора проводят мероприятия, позволяющие локализовать процесс сдвижения горных пород (использование закладок, уменьшение пролета выработанного пространства и др.).

Если подземные работы по времени опережают открытые, то происходит подработка борта, и над выработанным пространством образуются две зоны: нижняя (сплошного разрушения) и верхняя (плавного прогиба пород). Породы верхней зоны характеризуются

некоторым увеличением интенсивности трещиноватости, и их устойчивость рассчитывается обычным методом, но с повышенным коэффициентом запаса. Породы нижней зоны представлены, как правило, крупными блоками, и их устойчивость приближается к устойчивости отвалов. Контур борта в зоне сдвижения имеет вогнутую форму (нижняя часть - пологая, верхняя - более крутая).

На основании вышеизложенного анализа, представлены влияющие природные и горнотехнические факторы, характер влияющего воздействия и управление устойчивостью отколов уступов, бортов карьеров (табл. 2).

Таким образом, в связи с увеличением глубины действующих и проектируемых карьеров вопросы устойчивости бортов превращаются в проблемы большой экономической значимости.

Проведенный анализ показал, что природные и горнотехнические факторы, влияющие на прочность и устойчивость массива горных пород карьера Мурунтау, изучены недостаточно.

Предложена схема повышения устойчивости ответственных инженерных сооружений в карьерах (рис. 5), объединяющая в своей основе природные и

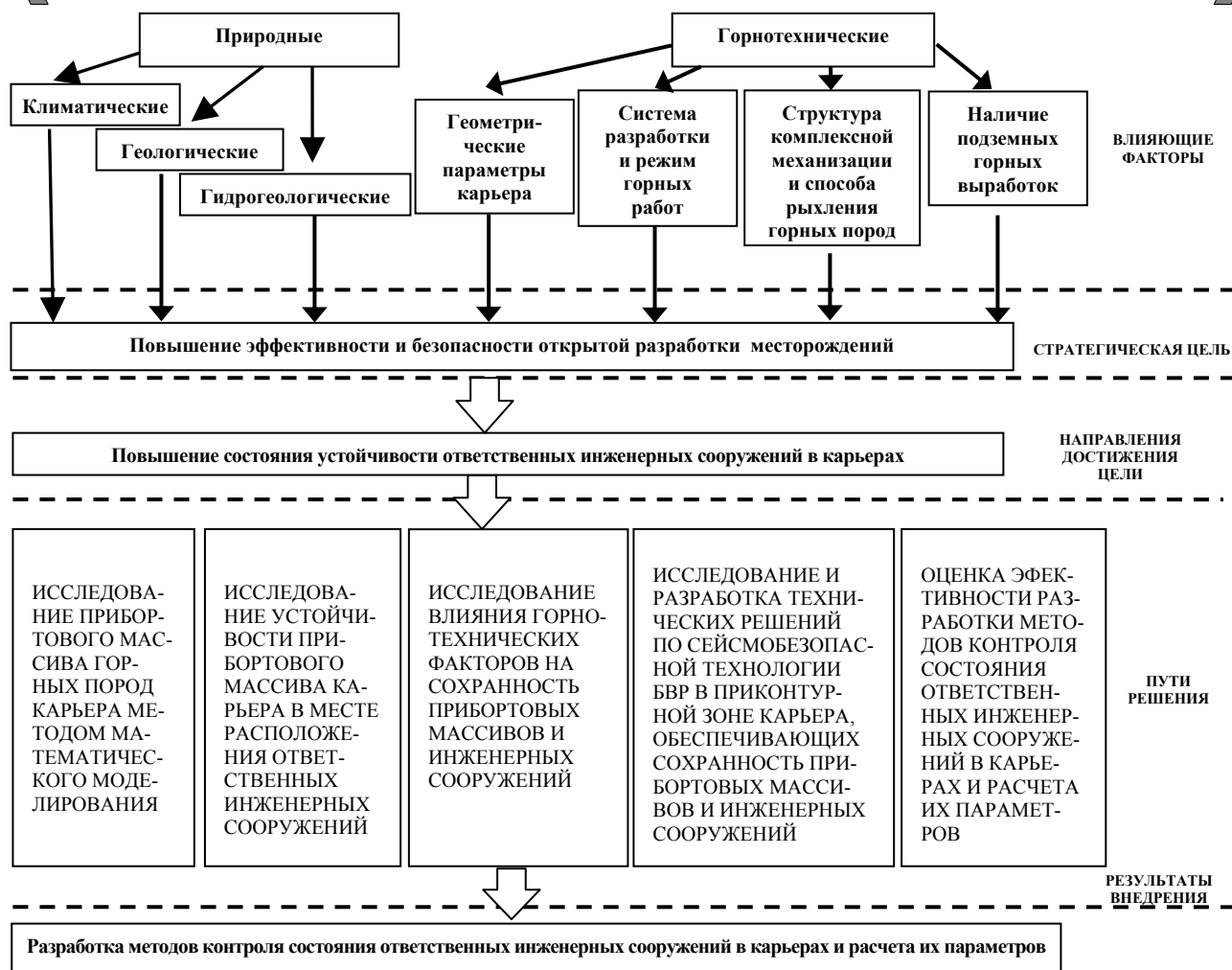


Рис. 5. Рекомендуемая схема повышения устойчивости ответственных инженерных сооружений в карьерах

горнотехнические факторы, которые существенно влияют на устойчивость уступов, бортов карьеров и прибортового массива в целом, цель и пути решения, а также результаты внедрения, заключающие в разработке методов контроля состояния ответственных инженерных сооружений в карьерах и расчета их параметров.

Для достижения поставленной цели необходимо решить следующие основные задачи: математическое моделирование прибортового массива горных пород карьера; расчет устойчивости прибортового массива

карьера в месте расположения ответственных инженерных сооружений; определение влияния горнотехнических факторов на сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений в карьерах; разработка технических решений по сейсмобезопасной технологии БВР в приконтурной зоне карьера, обеспечивающих сохранность прибортовых массивов и инженерных сооружений; оценка эффективности разработки методов контроля состояния ответственных инженерных сооружений в карьерах и расчета их параметров.

Список литературы:

1. Тер-Степанян Г.И. Геодезические методы изучения динамики оползней. М. Геодеиздат.
2. Голубко Б.П., Панжин А.А. Маркшейдерские опорные и съемочные сети на карьерах: Учебное пособие. УГГА, 1999.
3. Мурзайкин И.Я. Опорные знаки и визирные цели при высокоточных измерениях. Вестник ТашГТУ. № 3, 2006.
4. Инструкция по производству маркшейдерских работ. – М.: Недра, 1987.
5. РТМ по применению геодезических спутниковых приемников при создании и реконструкции сетей сгущения (ГККИНП-01-014-98). – Т., Узгеодезкадастр, 1998.
6. Быковцев А.С., Гончаров В.В., Беленко А.П. Влияние разломов на устойчивость бортов карьера Мурунтау//Горный вестник Узбекистана. 1998. №2, С.64-68.
7. Байдаченко Н.А., Клименко А.И., Кольцов В.Н. Прогнозирование долговременной устойчивости бортов карьера Мурунтау//Горный вестник Узбекистана. 1998. №2, С.68-70.
8. Иоффе А.М., Байдаченко Н.А. Горно-геологические условия разработки месторождения Мурунтау открытым способом // Теория и практика разработки месторождения Мурунтау открытым способом. - Ташкент: Фан, 1997. С. 26-30.

УСТОЙЧИВОСТЬ УСТУПОВ БОРТА КАРЬЕРА МУРУНТАУ С УЧЕТОМ НАГРУЗОК ОТ КНК-270

Султанов К.С., гл. научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, докт. физ.-мат. наук, профессор; **Халикулов Э.Х.**, директор Центрального рудоуправления НГМК; **Руми Д.Ф.**, ст. научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз, канд. техн. наук; **Логинов П.В.**, мл. научный сотрудник Института механики и сейсмостойкости сооружений АН РУз

Maqola mualliflari tamonidan kon massiviga uning og'irligi, КНК-270 uskunasi va uning tirgagining umumiy og'irliklari natijasida yuzaga kelgan vertikal deformatciyasi keltirgan. Deformatciya bu vertikal siljish bo'lib kon jinslarining siqilish kuchlari natijasida yuzaga keladi va kon jinsi massiv sirtida hovorak hosil qiladi. Hosil bo'lgan hovorak kon jinsi massivining mustakamligini kamaytiradi. Keltirilgan ma'lumotlar shuni ko'rsatadiki Muruntau karyerining sharqiy qismida joilashgan pog'onaning turg'unligi mustahkamdir.

The authors of the article installed deformation of the ledge under the vertical load of the weight of the mountain massif, the supports and the SIC-270. Deformation appears to the vertical compression of the array with the deformation of the bottom. Marked deformation slightly reduces the value of the coefficient of stability in the bottom of the ledges. It is established that the slope of the Eastern edge of the Muruntau open pit is sustainable.

Склон Восточного борта карьера Мурунтау имеет 12 уступов, на которых установлены опоры КНК-270. Для устойчивой работы комплекса КНК-270 перво-степенное значение имеет как устойчивость самого Восточного борта карьера Мурунтау, так и устойчи-вость каждого отдельно взятого уступа Восточного борта с учётом нагрузок от КНК-270. Устойчивость бортов глубоких карьеров рассмотрена в работах [1, 2].

Для исследования устойчивости каждого из уступов необходимо, в первую очередь, определить его напряженно-деформированное состояние, зависящее от геометрии слагающих горных пород и веса оборудо-вания, приходящегося на уступ.

Для решения данной задачи был разработан комплекс вычислительных программ, реализующих метод конечных элементов, с помощью которого определялись все параметры напряженно-деформированного состояния (НДС) конкретного уступа.

На основе осреднения показателей характеристик структуры Восточного борта были приняты следующие физико-механические параметры горной породы: модуль Юнга $E = 80000$ МПа, коэффициент Пуассона $\nu = 0,3$, удельный вес $g = 2 \times 10^{-2}$ МН/м³, коэффициент сцепления горной породы $C = 0,17$ МПа и угол внутреннего трения $j = 19^\circ$. Вес каждой стойки с приходящейся на нее частью конвейера составляет ориентировочно 1 МН.

Статическая задача определения НДС уступа ре-шается методом конечных элементов, в основе кото-рого лежит вариационный принцип возможных пере-мещений, выражающийся в минимизации функцио-нала работ сил упругости, массовых сил и веса опоры с приходящейся на нее веса части конвейера, на воз-можных перемещениях [3-5]:

$$\delta A = - \int_V \sigma_{ij} \delta \varepsilon_{ij} dV + \int_V \rho g \delta v dV + Q \delta v = 0 \quad (1)$$

На границах выделенной области уступа устанавливаются следующие граничные условия:

– на вертикальном участке уступа, граничащем с горным массивом, действие учитываемой вертикальной нагрузки (собственного веса и веса стойки) уравнивается вертикальными напряжениями, работа которых на горизонтальном направлении будет нулевой:

$$\sigma_{ij} \nu_j \delta u_i = 0, \quad (2)$$

где σ_{ij} – тензор напряжений;

ν_j – компоненты вектора нормали к сечению;

δu_i – возможные перемещения. На вертикальном участке границы условие (2) означает равенство нулю горизонтальных перемещений – $\delta u_i = 0$;

– на нижней (жестко закрепленной) границе массива выполняются условия:

$$\delta u|_{y=0} = 0; \delta v|_{y=0} = 0; \quad (3)$$

– на остальной (свободной) части границы (за исключением места установки стойки конвейера), нагрузка отсутствует:

$$\sigma_{ij} \nu_j = 0. \quad (4)$$

Решение вариационного уравнения (1) методом конечных элементов сводится к дискретизации всей области конечными элементами, соединенными в угловых точках, перемещения которых являются неизвестными функциями, реализующих экстремум (минимум) функционала работы (1) при граничных условиях (2)-(4).

Для элементов, примыкающих к границе области, учитываются соответствующие граничные условия.

В результате конечно-элементной процедуры получается разрешающая алгебраическая система

уравнений относительно неизвестных узловых перемещений:

$$[K] \{q\} = \{P\} + \{Q\}, \quad (5)$$

где $[K]$ – матрица жесткости всей системы, формируемая из матриц жесткости отдельных элементов;

$\{P\}$ – вектор узловой нагрузки, представляющий распределенные по узлам массовые силы системы;

$\{Q\}$ – нагрузка на опоры от веса конвейера;

$\{q\}$ – искомый вектор узловых перемещений.

По полученным перемещениям с помощью уравнений Коши определяются деформации в элементах –

$$\begin{aligned} \varepsilon_x &= \frac{\partial u}{\partial x} \\ \varepsilon_y &= \frac{\partial v}{\partial y} \\ \gamma_{xy} &= \frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \end{aligned} \quad (6)$$

И далее, с помощью закона Гука, определяются напряжения по формулам:

$$\begin{aligned} \sigma_x &= \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{\partial u}{\partial x} + \nu \frac{\partial v}{\partial y} \right) \\ \sigma_y &= \frac{E}{1-\nu^2} \left(\frac{\partial v}{\partial y} + \nu \frac{\partial u}{\partial x} \right) \\ \tau_{xy} &= \frac{E}{2(1+\nu)} \left(\frac{\partial u}{\partial y} + \frac{\partial v}{\partial x} \right) \end{aligned} \quad (7)$$

Разработанная методика была использована для определения напряженно-деформированного состояния каждого уступа на склоне. Полученные результаты анализа напряженного состояния по каждому уступу представлены ниже.

Все уступы имеют различные геометрические параметры: угол наклона, длину в основании треугольной части уступа, высоту, ширину террасы, а также место приложения нагрузки от конвейера. Поэтому исследования НДС (компоненты – горизонтальные, вертикальные и касательные – напряжений, деформация и коэффициент устойчивости K) проводятся отдельно для каждого уступа.

Интенсивность напряжений, характеризующая сопротивления горной породы сдвигу, определяется по формуле:

$$\sigma_i = \frac{\sqrt{2}}{2} \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + (\sigma_x - \nu(\sigma_x + \sigma_y))^2 + (\sigma_y - \nu(\sigma_x + \sigma_y))^2 + 6\tau_{xy}^2} \quad (8)$$

При оценке напряженного состояния откоса горного массива использована теория прочности Кулона-Мора.

Коэффициент запаса прочности устойчивости для уступа вычисляется в процессе определения напряжений в автоматизированном режиме ЭВМ с помощью соотношения

$$K = \frac{0.5((\sigma_1 + \sigma_2 - 2\tau_{max} \sin \varphi) \tan \varphi + 2C)}{\tau_{max} \cos \varphi} \quad (9)$$

Главные напряжения (σ_1, σ_2) и максимальное касательное напряжение определялись по известным формулам:

$$\begin{aligned} \sigma_{1,2} &= \frac{\sigma_x + \sigma_y}{2} \pm \sqrt{\frac{(\sigma_x - \sigma_y)^2}{4} + \tau_{xy}^2} \\ \tau_{max} &= \pm \frac{1}{2} \sqrt{(\sigma_x - \sigma_y)^2 + 4\tau_{xy}^2} \end{aligned} \quad (10)$$

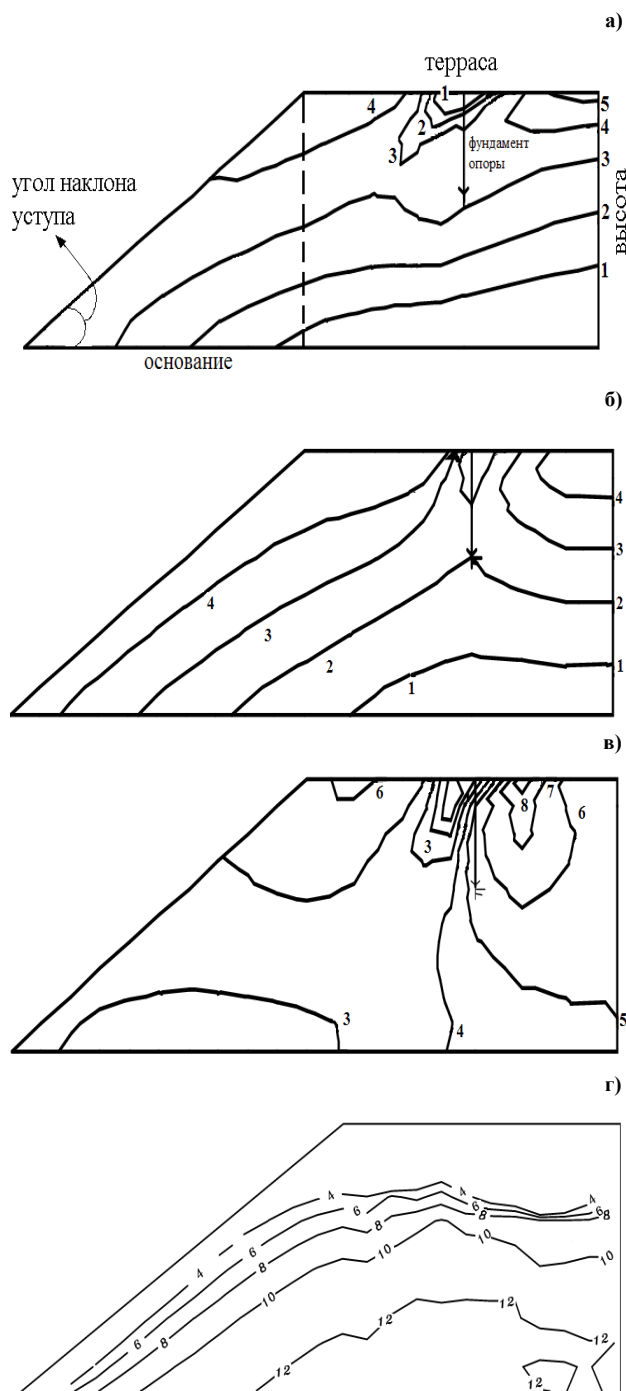


Рис. 1. Изолинии напряжений и прочности уступа: а) горизонтальные напряжения; б) вертикальные напряжения; в) касательные напряжения; г) изолинии коэффициента прочности

Выполнение расчёта местного коэффициента прочности по (9) включено в программу, реализующей МКЭ на ПЭВМ.

В зависимости от выполнения одного из следующих условий для величины коэффициента K устанавливаются наличие, размеры и месторасположения зон неустойчивости:

- при $K > 1$ грунт на исследуемом участке обладает запасом прочности;
- при $K = 1$ грунт находится в условиях предельного состояния;
- при $K < 1$ прочность грунта нарушена и образуется локальная зона неустойчивости.

Результаты проведённых расчётов на ЭВМ для каждого из 12 уступов проанализированы. Изменение напряжений, коэффициента прочности и деформаций для уступа под третьей опорой КНК-270 приведены на рис. 1.

При расчётах задаётся ширина основания треугольной части уступа (далее основания), высота, угол наклона склона каждого уступа, ширина террасы.

Ширина основания уступа равняется сумме основания треугольной части уступа и ширине террасы. На рис. 1, а приведены изолинии горизонтальных напряжений в МПа, где на кривой 1 $\sigma_x = -0,2$ МПа, на кривой 2 $\sigma_x = -0,15$ МПа, на кривой 3 $\sigma_x = -0,1$ МПа, на кривой 4 $\sigma_x = -0,05$ МПа.

Значение максимального горизонтального напряжения в массивах уступа равняется $\sigma_x = -0,22$ МПа. На рис. 1, б приведены изолинии вертикальных напряжений σ_y , в МПа, где кривые 1 - 4 относятся к изолиниям σ_y , равным соответственно $-0,5$; $-0,375$; $-0,25$; $-0,125$ МПа. В массиве уступа $\sigma_{y\max} = -0,57$ МПа.

На рис. 1, в изолинии касательных напряжений 1 - 8 относятся к $\tau = 0,07$; $0,05$; $-0,035$; $-0,02$; 0 ; $0,02$; $0,035$; $0,05$ МПа соответственно. $T_{\max} = 0,09$ МПа. На рис. 1, г приведены изолинии коэффициента прочности K , определённые в соответствии с уравнением (9).

Во всех случаях значения коэффициента прочности $K > 1$, т.е. массив уступа является устойчивым. Приводим результаты анализов напряжённого состояния каждого уступа и выводы по его устойчивости. Нумерация уступов соответствует нумерации опор КНК-270. Опоры пронумерованы сверху вниз, в глубину карьера.

Уступ № 1. Наклон составляет 45° . Ширина основания $12,1$ м, высота $13,5$ м, ширина террасы 16 м, нагрузка от стойки приложена на расстоянии 8 м от края террасы.

Значения коэффициента устойчивости K по всему откосу превышают единицу, что свидетельствует об устойчивости уступа при статической нагрузке, обусловленной весом грунта и весом стойки с конвейером.

Уступ № 2. Наклон составляет 45° . Ширина основания $1,3$ м, высота $1,3$ м, ширина террасы $24,8$ м, нагрузка от стойки приложена на расстоянии 22 м от

края террасы, т.е. почти у подножия откоса № 1.

Высота уступа мала, соответственно малы и напряжения вблизи наклонной поверхности, поэтому здесь велики, по сравнению с другими уступами, значения коэффициента устойчивости $K \gg 1$.

Уступ № 3. Наклон составляет $43,5^\circ$. Ширина основания $17,4$ м, высота 15 м, ширина террасы $18,4$ м, нагрузка от стойки приложена на расстоянии 10 м от края террасы. Значения коэффициента устойчивости указывает ($K > 1$) на устойчивость уступа под указанной нагрузкой собственным весом и весом конвейера, приходящегося на установленную на нем опору.

Уступ № 4. Наклон составляет $44,4^\circ$. Ширина основания 30 м, высота $29,6$ м, ширина террасы $7,6$ м, нагрузка от стойки приложена на расстоянии 6 м от края террасы. $K > 1$.

Уступ № 5. Наклон составляет $52,6^\circ$. Ширина основания $22,7$ м, высота $30,6$ м, ширина террасы $19,6$ м, нагрузка от стойки приложена на расстоянии 14 м от края террасы. $K > 1$.

Уступ № 6. Наклон составляет $51,2^\circ$. Ширина основания 22 м, высота $27,5$ м, ширина террасы $17,1$ м, нагрузка от стойки приложена на расстоянии 14 м от края террасы. $K > 1$.

Уступ № 7. Наклон составляет $51,6^\circ$. Ширина основания $23,6$ м, высота $28,7$ м, ширина террасы $10,2$ м, нагрузка от стойки приложена на расстоянии 6 м от края террасы. Значения коэффициента $K > 1$ также указывают на его устойчивость.

Уступ № 8. Наклон составляет $46,3^\circ$. Ширина основания 13 м, высота $14,1$ м, ширина террасы 12 м, нагрузка от стойки приложена в центре террасы. Значения коэффициента K по всей наклонной поверхности больше единицы $K > 1$.

Уступ № 9. Наклон составляет $56,9^\circ$. Ширина основания -13 м, высота $19,7$ м, ширина террасы $7,3$ м, нагрузка на террасу отсутствует. $K > 1$.

Несмотря на большую крутизну, уступ остается устойчивым.

Это объясняется тем, что уступ имеет небольшую высоту, из-за чего напряжения и их сумма (входящая в знаменатель формулы для подсчета коэффициента устойчивости K) достаточно малы.

В результате выполняется условие $K > 1$, указывающее на устойчивость откоса.

Уступ № 10. Наклон составляет $49,4^\circ$. Ширина основания $24,8$ м, высота $29,5$ м, ширина террасы $13,8$ м, стойка конвейера находится на расстоянии 10 м от левого края террасы и на $3,8$ м – от подножия 9 уступа. $K > 1$.

Напряженное состояние и деформация уступа № 10 аналогичны соответствующим компонентам вышерасположенных уступов. Здесь также выполняется условие $K > 1$, что свидетельствует о достаточном запасе прочности уступа № 10.

Уступ № 11. Наклон составляет $49,5^\circ$. Ширина основания $27,5$ м, высота $32,8$ м, ширина террасы

18,1 m, стойка конвейера находится на расстоянии 12,3 m от левого края террасы и на 5,8 m – от подножия 10 откоса.

Устойчивость уступа № 11 также доказывается выполнением условия $K > 1$ по всему телу уступа.

Уступ № 12. Наклон уступа составляет $49,5^\circ$. Ширина основания 24,5 m, высота 27,7 m, ширина террасы 16,7 m, стойка конвейера находится на расстоянии 15,5 m от левого края террасы и на 1,2 m – от подножия 11 уступа. $K > 1$.

На основании решения статической задачи о НДС

уступов получены выводы:

1. Деформация уступа под вертикальной нагрузкой от собственного веса грунта, опоры и КНК-270 представляется вертикальным сжатием массива с выпором нижней части (порядка 0,01 m), на что указывают полученные горизонтальные перемещения точек уступа.

2. Отмеченный выпор несколько снижает значение коэффициента K в нижней части уступов, не нарушая в целом его устойчивости. В целом склон Восточного борта с уступами карьера является устой-

Список литературы:

1. Силкин А.А., Кольцов В.Н., Шеметов П.А., Жиянов Ю.А., Иноземцев С.Б. Управление долговременной устойчивостью откосов на карьерах Узбекистана. Под ред. Н.И. Кучерского // «Фан». Ташкент, 2005. – 230 с.
2. Полищук С.З., Лашко В.Т., Кучерский Н.И., Сытенков В.Н., Мальгин О.Н., Шеметов П.А. и др. Прогноз устойчивости и оптимизация параметров бортов глубоких карьеров // Изд-во «Полиграфист». Днепропетровск, 2001. – 372 с.
3. Зенкевич О.К. Метод конечных элементов в технике // «Мир». Москва, 1975. – 542 с.
4. Постнов В.А., Хархурим И.Я. Метод конечных элементов в расчетах судовых конструкций // «Судостроение». Ленинград, 1974. – 342 с.
5. Образцов И.Ф., Савельев Л.М., Хазанов Х.С. МКЭ в задачах строительной механики летательных аппаратов // «Высшая школа», Москва, 1985. – 392 с.

УДК 622.271:624.131.53

Фозилов Э.М. 2013 г.

СОСТОЯНИЕ УСТОЙЧИВОСТИ БОРТОВ ГЛУБОКИХ КАРЬЕРОВ: СХОДСТВО И ОТЛИЧИЕ

Фозилов Э.М., ст. научный сотрудник-соискатель ГП «Институт ГИДРОИНГЕО»

Maqolada chuqur karyerlar kon pog'onalarining mustahkamlik holati ko'rib chiqilgan. Karyerlar kon pog'onalari holatining o'xshashligi va faqat farqi tahlili keltirilgan va bu tahlil ko'mirli va ma'danli karyerlarning orasidagi farq va o'xshashlikni ko'rsatadi. Ma'danli karyerlarning pog'ona turg'unligi ularning fizik-maxanik va kon-texnologik xosalariga bog'liqdir.

The article considers the state of the stability of deep open pit walls. An analysis of similarities and differences of the status of pit walls, which shows that between coal and ore mines have many similarities and differences and ore are similar, the only difference between them is in mining and technical parameters.

Рассматриваемые в настоящей статье карьеры являются глубокими, и они отнесены к особым типам по инженерно-геологическим условиям. В этих карьерах, в основном, можно наблюдать все инженерно-геологические классификации пород (скальные, полускальные, связные), они находятся в зонах влияния надвигов, флексурных складок, крупных разрывных нарушений, изменяются от слабых до сильно трещиноватых, неравномерно увлажненных. Воды здесь встречаются от трещинных до субнапорных. В этих условиях постоянно растут глубины отработки и производственные мощности этих карьеров, которые вызывают интенсивное изменение в геологической среде: свойств и

состояния пород, гидрогеологических условий и различных видов инженерно-геологических процессов. Дно всех карьеров находятся на отметке ниже 150-200 m от поверхности, в связи с этим в карьерах могут формироваться зоны разгрузки, где разрушаются структурные блоки за счет перераспределения напряжений.

Ангренский угольный разрез имеет свои особенности: карьер находится в зонах влияния крупных техногенных сооружений (водохранилища, плотина, обводной тоннель, внутренний отвал) и в зонах сжатия между двумя горами Чаткал и Курама. Фактическая глубина и генеральное заложение бортов карьера за период 1960-2012 гг. сведены в табл. 1 [1].

Таблица 1

Фактическая глубина и генеральное заложение бортов карьера

Периоды отработки, год	Глубина карьера (в центральной части), м	Угол заложения (генеральный) рабочего борта, градусы
1960-1965 гг.	110-150	18-20 ⁰
1966-1970 гг.	151-175	18-22 ⁰
1971-1975 гг.	176-240	18-22 ⁰
1976-1980 гг.	241-310	17-19 ⁰
1981-1985 гг.	311-370	16-18 ⁰
1986-1990 гг.	371-410	16-24 ⁰
1991-2000 гг.	411-430	16-22 ⁰
2000-2012 гг.	430-430	16-21 ⁰

Анализ расчетов устойчивости и формировавшихся деформаций на бортах Ангренского карьера показывают, что почти все крупные и мелкие (90%) деформации приурочены к ослабленным зонам, имеющим глинки трения, а в расчетах, проведенных по

этим зонам (поверхностям), получают наименьшие значения коэффициента запаса устойчивости. В связи с этим для прогноза устойчивости современного состояния (по положению 2001 г.) и на конец отработки нами проведен расчет устойчивости по четырем ослабленным зонам (контактам): между углистыми глинами с корой выветривания, каолиновыми глинами с меловыми, палеогеновыми (монтмориллонитовые) глинами с серыми. Расчеты проводили в наихудших положениях откосов, т.е. плоскость скольжения принимается в однородных толщах, не пересекающих другие разновидности пород.

Следует отметить, что расчет устойчивости «К» на состояние 1960, 1975, 1978, 1979, 1985, 1988, 1990 гг. показывает до 1985 г. $K > 1,3$ (устойчивые), 1985 и 1988 гг. $K = 1,1-1,25$ (предельно устойчивые) и остальные годы $K > 1,0$ (неустойчивые). Поэтому, принимая коэффициент запаса устойчивости ($K = 1,3$), определяем угол наклона борта ($\alpha = ?$). Расчетные показатели и параметры по ослабленным зонам и результаты расчета сведены в табл. 2.

Прогнозный генеральный угол заложения рабочего борта $\alpha = 12^\circ$. При этом, в зависимости от наличия и отсутствия ослабленных зон, прочных пород, разрывных нарушений, угол наклона уступов может быть различным. В частности в угленосных отложениях «а» может быть до 35° и в толще известняков и песчаников, также до 30° и т.д.

Карьер Кальмакыр. Месторождение разрабатывается с 1954 г., вначале по проекту «Ленгипроруды», а с 1961 г. по проекту «Гипроцветмет» с учетом рекомендаций ВНИМИ. С 1976 г. горные работы ведутся по проекту доработки, составленному институтом «Средазгипроцветмет». Составлен новый проект отработки глубоких горизонтов, по которому глубина составляет 715 м.

Проектная глубина карьера 660 м. Площадь карьера более 5 km^2 , угол наклона бортов $36-43^\circ$, ширина рабочих (уступов) площадок 40-50 м, высота рабочих уступов 10-15 м, берма безопасности шириной до 10 м расположена через 30 м по высоте.

В предельное положение поставлены уступы на северном и северо-западном бортах, протяженностью 600-1000 м (горизонты 710, 700, 690 и др.).

Рабочие уступы имеют крутые углы заложения (до $80-85^\circ$). Уступы верхней части карьера вскрыты при помощи односторонних траншей съездов горизонталей поверхности. Вскрытие нижних уступов осу-

Таблица 2

Расчетные показатели и параметры по ослабленным зонам карьера

Ослабленные зоны, контакты	Расчетные показатели и параметры					Положение борта, год, град.	
	H, м	L, т/ м ³	j, гр.	C, кг/ см ²	K		
1. Углистые глины, кора выветривания	130	2,16	8°00	1,5	1,3	1960	13°30
2. Каолиновые глины с углистыми глинами	60	2,05	4°00	2,1	1,3	1990	12°15
3. Каолиновые глины с меловыми	80	2,00	4°30	3,2	1,3	1990	11°15
4. Палеогеновые монтмориллонитовые глины с серыми	100	1,76	5°00	1,2	1,3	1990	11°15
1.	150	2,16	7°30	1,1	1,3	2001	12°50
2.	50	2,05	4°30	1,9	1,3	2001	12°00
3.	85	1,96	4°30	2,8	1,3	2001	11°30
4.	115	1,76	5°00	1,2	1,3	2001	11°10
1.	180	2,0	6°30	4,5	1,3	2010	14°50
2.	50	2,05	4°30	1,1	1,3	2010	12°00
3.	90	1,96	4°30	2,8	1,3	2010	11°30
4.	130	1,76	5°	1,2	1,3	2010	11°00

шестьвается железнодорожным съездом внутреннего заложения. Отделение породы от массива осуществляется буровзрывным (многорядное короткозамедленное) способом. Вывоз руды и вскрышные породы осуществляются электропоездами и автосамосвалами.

При такой технологии карьер Кальмакыр уже существует более 50 лет. В этот период на бортах образовались различные типы деформаций с различными объемами. Первый оползень объемом 10-12 тыс. m^3 появился на северном борту карьера в 1974 г. В смещение вовлечены сильнотрещиноватые гранодиорит-порфиры. В образовании оползня основную роль играл Кальмакырский сбросо-сдвиг, попадающий в сторону выработанного пространства, со значительной мощностью зоны дробления (до 30 м).

Кроме этого оползня, на северном борту с 1986 г. начал формироваться крупный оползень с предполагаемым объемом 3 млн. m^3 . Основными факторами формирования данного оползня стали Карабулакский разлом (обводненный), расположенный параллельно с бортом, и наличие несколько оперяющих разломов. Причиной явилось вскрытие ослабленных тектонических зон. Общее смещение составляет (по данным АГМК): горизонтальное – 5,55 м, вертикальное – 3,8 м. По состоянию на 20.10.11 г. оползень разгружен (верхние 4 уступа полностью).

В последние 25 лет образовались около 30 обрушений и обвалов, объем которых зафиксирован от 50-100 m^3 до 5000-7000 m^3 . Места формирования их приурочены к ослабленным зонам: разрывных нарушений, крупным тектоническим трещинам, контактам разнотипных пород, участкам повышенной трещиноватости и др.

Карьер Сары-Чеку расположен на косогоре. Разрабатывается одним бортом. Форма его (до базиса эрозии) близка к полусферической. Разрабатывается уступами высотой 15 м с углами откосов – 65-70° при общем наклоне борта 40°. Ширина рабочих берм от 6-8 м до 12 м.

Состояние устойчивости его борта почти аналогично с бортами других рудных карьеров. Образовавшиеся деформации также очень похожи. В частности, на юго-восточной верхней части борта карьера в 1981 г. образовался крупный оползень (250 тыс. m^3) в верхней части - шириной 50-70 м, средней и нижней – 120-150 м, длиной 250 м, глубиной захвата пород смещением до 10 м. Граница оползня в плане контролируется Широтным разломом с азимутом простирания СВ 85° и углом падения 60° на юго-восток, а также оперяющим разломом с азимутом простирания СЗ -280° [2].

Гидрогеологические условия благоприятны для отработки (с сухим бортом). Из-за расчлененности рельефа подземные воды дренируются в долину Саук – Булакская. Поэтому в формировании данного оползня и других деформациях подземные воды не

участвовали.

Однако оползень произошел после суточного ливневого дождя 24 ноября 1981 г. Здесь поверхностная (дождевая) вода, проникая по трещинам и тектоническим швам, замачивала заполнители (глинки трения), что послужило импульсом для смещения. Обрушения на откосах уступов широко распространены, они связаны с разломами и крупными трещинами. Наиболее типичны для месторождений Сары – Чеку и Кальмакыр блочные обрушения уступов. Они образуются, в основном, в местах пересечения разломов или трещин. Объемы сравнительно небольшие до 3-8 тыс. m^3 .

Причины нарушения устойчивости породного массива: главная – образование карьера и с ним связанные перераспределения напряжений. На характеризующих карьерах выделены следующие виды причин:

- разработка месторождений крутым недопустимым заложением бортов, т.е. отклонение от проектной высоты и крутизны;
- подрезка слабых водонасыщенных отложений и вскрытие зоны сжатия разломов и флексурных складок;
- дополнительное увлажнение бортов атмосферными и поверхностными водами, где возможно уменьшение прочности до 30-40%;
- длительное вымывание мелкозернистых частиц фильтрационными водами;
- землетрясение и взрывы, создающие динамическую нагрузку.

В инженерно-гидрогеологических и горнотехнических параметрах рассматриваемых карьеров имеются общие сходства и отличия состояния их бортов (табл. 3).

Анализ сходства и отличия состояния бортов показывает, что между угольными и рудными карьерами имеется много сходства и отличий, а рудные между собой сходны, только их различие заключается в горнотехнических параметрах. Таким образом, состояние породного массива в целом определяют факторы и причины, способные изменить или удерживать то положение, в котором породный массив находится в состоянии равновесия. Если равновесие породного массива нарушается, то это связано с изменением вышесказанных факторов и причин. Следовательно, параметры, определяющие состояние борта, - это предельные значения или разница между первоначальными и последними значениями инженерно-гидрогеологических и горнотехнических характеристик породного массива.

Основные параметры, позволяющие количественно оценить состояние устойчивости бортов, следующие:

1. *Предел прочности на сжатие* ($\sigma_{сж.}$) - от него зависят расчетные значения $j-C$, $\sigma_{сж.}$ в скальных массивах изменяется в широких пределах (для Алмалыкских карьеров) от 10-15 МПа до 100-150 МПа. Такие

Таблица 3

Сходства и отличие состояния бортов глубоких карьеров

Условия	Сходства	Отличия
Инженерно-геологические	Прочностные показатели на поверхности скольжения (во всех типах месторождений) почти на порядок ниже, чем в других местах. Пространственная ориентировка поверхности ослабления в массиве горных пород согласно падающих бортов карьера является неблагоприятной. В начальной стадии формирования оползня в глинистых и скальных породах образуются трещины (скола и отрыва). Стенка срыва оползня от бровки до глубины $H \ll 90^\circ$ вертикальная. Выветривание и образование осыпей в скальных и полускальных породах. До глубины карьеров 100-200 м отмечены мелкие оползни и обрушения, при достижении глубины 200 и более м - крупные.	Процессы в глинистых породах протекают медленно и более динамично, чем в скальных. В начальной стадии формирования оползня в глинистых породах одновременно наблюдаются вертикальное и горизонтальное смещения, а в скальных породах горизонтальное смещение незначительное. Очертание поверхности скольжения оползня в Ангренском карьере, в основном, круглоцилиндрическое, а в Алмалыкских карьерах форма поверхности скольжения повторяется с очертаниями ослабленных зон.
Горнотехнические	Ухудшение устойчивости откосов уступов за счет разгрузки динамических сил (от взрыва и движения транспорта) и перераспределения напряжений. Схема взрыва многозарядная, замедленная. Генеральные углы заложения бортов Ангренского карьера завышены на $4^\circ-6^\circ$ чем проектные.	Очертание поверхности бортов Ангренского карьера вогнутой, а у Алмалыкских карьеров выпуклой формы. Кальмакирский карьер разрабатывался до глубины 200 м положе на $6^\circ-8^\circ$ проектного заложения (генеральный угол) бортов, а затем сравнялся с проектным. По Ангренскому карьеру наоборот, сначала по проектным заложениям, затем по завышенным уклонам на $4^\circ-10^\circ$
Гидрогеологические	Основные деформации бортов приурочены к обводненным участкам. Формируются воронки депрессии. Во всех типах месторождений подземные воды влияют на изменение физико-механических свойств пород, уменьшаются прочностные показатели для скальных пород до 20-25% (в зонах разломов до 40%), для связных пород до 50-60% и более, увеличиваются некоторые водно-физические свойства: объемная масса, влажность.	Для месторождений Алмалыкских карьеров, сложенных скальными породами, подземные воды влияют на изменение физико-механических свойств, смачивая контакты разнотипных пород стенки разрывных нарушений и зияющих трещин. Для Ангренского карьера подземные воды, кроме физико-механических свойств пород влияют как силовые воздействия гидродинамические и взвешивающие.

большие изменения связаны с трещиноватостью, вторичными изменениями, заполнителями трещин и обводненностью. Анализ расчета устойчивости более 20 крупных рудных месторождений, расположенных в Чаткало-Кураминских, Нурата – Зарафшанских горах и Центрально-Кызылкумских возвышенностях, показал, что где $\sigma_{сж}$ более 75 МПа, при углах заложения бортов $40-50^\circ$ - борта устойчивые.

2. Коэффициент размягчения - изменяется в больших пределах от 0,95 до 0,45, соответственно уменьшается прочность пород от 5% до 55%.

3. Коэффициент трещинной пустотности (к.т.п.). Количественная оценка трещиноватости пород более 50 рудных месторождений показывает, что с возрастанием глубины параметры трещиноватости изменяются незначительно. Их изменения наблюдаются в зонах тектонических нарушений и близки им, выделяются: слабо трещиноватые (к.т.п < 1), умеренно трещиноватые (к.т.п до 3-4%) и интенсивно трещиноватые (к.т.п > 5-6%) участки.

4. Горнотехнический фактор в угольных и рудных карьерах влияет на устойчивость борта карьера

почти одинаково (разница в абсолютных величинах): завышенный угол заложения бортов приводит к неустойчивому состоянию, с увеличением глубины карьера более интенсивно происходит разуплотнение породного массива; взрывные работы вызывают нарушение состояния пород (структурные нарушения породного массива, в радиусе 60-70 м, размещение водонасыщенных песков, расширение трещин и трещинообразование в крепких породах и др.).

5. Коэффициент нарушенности (Кн) - изменяется от 3-5 (в массивных породах) до 15-20 и более (в зонах дроблений).

6. Форма структурного блока – прямолинейная, косоугольная и многоугольная иногда бесформенная. Самая неблагоприятная в отношении устойчивости – последняя, благоприятная – первая.

7. Ориентировка главных (тектонических) напряжений относительно горных выработок. Напряжения могут быть направлены: обратно со стенкой откосов (благоприятно), очень полого, менее 20° (менее благоприятно), диагонально (неблагоприятно), совпадать со стенкой бортов под углом 30, 40 и 70° (очень

неблагоприятно).

8. Коэффициент запаса устойчивости (K_y), для долгосрочно эксплуатируемых глубоких карьеров по ВНИМИ « K_y » не менее 1,3: при $K_y > 1,3$ борта устойчивые; при $K_y = 1,0-1,3$ - предельно-устойчивые и при $K_y < 1,0$ - неустойчивые.

9. Разрушение структурных блоков при разгрузке, места возможных нарушений структурных блоков устанавливаются расчетными путями.

Для оценки состояния породного массива предлагается балльная система. В зависимости от удельного веса каждого параметра, способного изменить состояние породного массива, были установлены соответствующие баллы. Числовые значения для максимально благоприятных условий участка составляют: проч-

ность (предел прочности на сжатие) пород - 40 баллов, коэффициент размягчения - 10 баллов, коэффициент трещинной пустотности - 22 баллов, коэффициент нарушенности - 12 баллов, форма структурного блока - 8 баллов, ориентировка главных напряжений относительно горных выработок - 8 баллов. В целом суммарный показатель в идеальном благоприятных условиях составляет 100 баллов. При ухудшении состояния породного массива числовые значения суммарных показателей инженерно-геологических характеристик пород соответственно снижаются.

Достоверность численных значений (баллы) каждого компонента обосновываются методом подбора через коэффициент запаса устойчивости и их сопоставлением с фактическим положением эксплуатиру-

Список литературы:

1. Мирасланов М.М. Инженерная геология, гидрогеология месторождений твердых полезных ископаемых Узбекистана. Ташкент: ГП "НИИМП", 2011. Стр. 102-113.
2. Арипова Ф.М., Мирасланов М.М. и др. Физико-механические свойства горных пород рудных месторождений Узбекистана. Справочник. Ташкент: ГИДРОИНГЕО, 2006. Стр. 20-35.

УДК 622.647.2-192

© Назаров З.С., Фурсов А.И. Данишевский Д.С., Курбанов Ж.Д. 2013 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАБОТЫ КОМПЛЕКСА «ЦПТ-РУДА» НА КАРЬЕРЕ МУРУНТАУ

Назаров З.С., начальник горного бюро ЦНИЛ НГМК, канд. техн. наук; Фурсов А.И., инженер горного бюро ЦНИЛ НГМК; Данишевский Д.С., магистр НГГИ; Курбанов Ж.Д., ассистент кафедры «Геология и разведка нефтегазовых месторождений» Каршинского инженерно-экономического института

Maqolada Muruntau karyerining DOT-ma'dan kompleksini ishlash miqdoriy mustahkamlik tadqiqoti tahlili keltirilgan. O'tkazilgan tahlilda DOT-ma'dan kompleksining asosiy to'rt qismga (DShZ-1300/300, KNK, KS, PShS) bo'linib ularning ekspluatatsion ishlab chiqarish quvvati, kalendar ishlash va to'xtab turish vaqti, statistik ko'rsatkichlar bo'yicha aniqlangan. Olingan ma'lumotlar asosida har bir qism uchun uskunalarining tayyorgarlik koeffitsiyenti aniqlangan. O'tkazilgan izlanishlar asosida TsPTsT kompleksi foydalanish unumdorligini oshirishga yo'naltirilgan texnikaviy qarorlar taklif qilingan.

The article presents the analysis of work of a complex of CLT-ore for 2012. When the analysis of the whole complex is divided into a main nodes to identify sites with the lowest coefficient of readiness. To further enhance productivity of the complex «CLT-ore» on the Muruntau quarry offered the technical decisions directed on increase of its operational performance.

В мировой практике открытой разработки месторождений полезных ископаемых широкое развитие получила циклично-поточная технология за счет применения ленточных конвейеров под углом 15-18° и крутоноклонных конвейеров под углом 30-90°. При этом изучение вопросов работы комплекса «ЦПТ-руда» в целом и по узлам имеет важное значение для повышения производительности в условиях карьера Мурунтау.

Для определения количественных показателей надежности горного комплекса «ЦПТ-руда», его экс-

плуатационной производительности применен метод сбора и обработки статистических данных при эксплуатации оборудования комплекса по отдельным узлам. Для решения поставленных задач проведен учет времени работы комплекса, времени ремонтных и профилактических работ, времени простоев и объем перемещенной горной массы.

Результаты статистической обработки эксплуатационных показателей работы комплекса оформлялись в виде ежемесячных карт использования календарного времени для узлов: дробильно-перегрузочная установ-

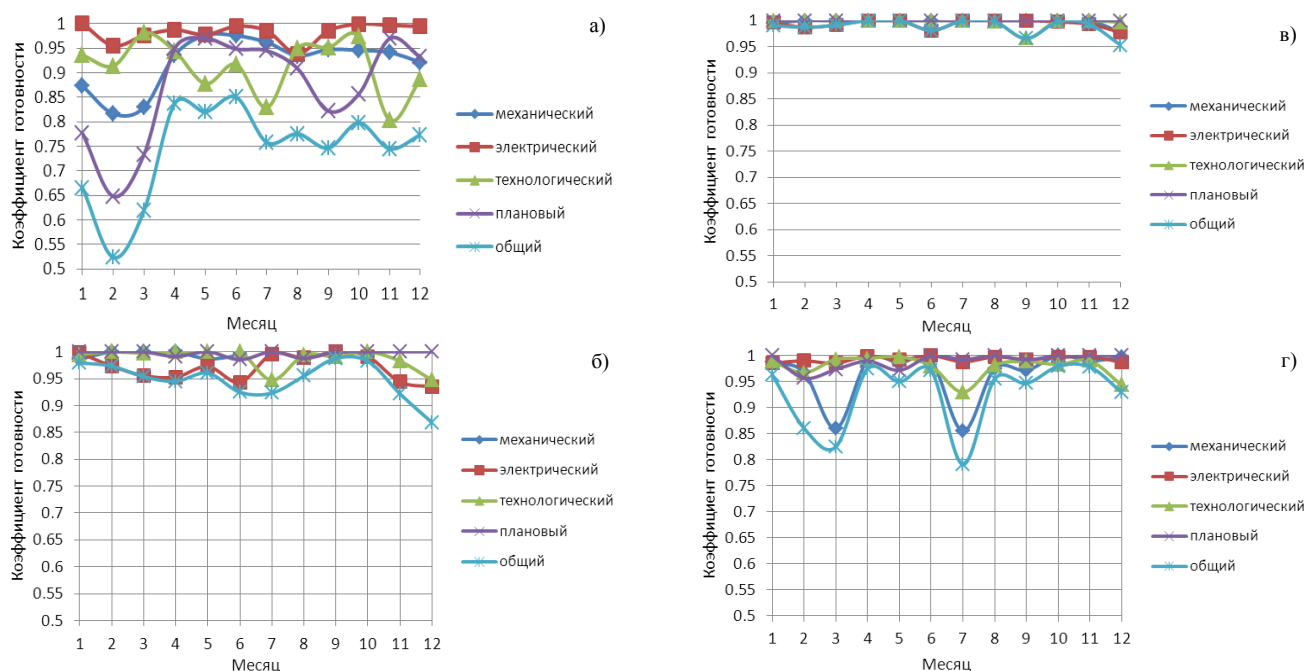


Рис. 1. График изменения простоев комплекса «ЦПТ-руда» за 2012 г. по: ДПУ (а); КНК-270/3500 (б); КС 3500 (в) ПШС-3500 (г)

ка (питатель и шнеко-зубчатая дробилка ДШЗ – 1300/300 - ДР), крутонаклонный конвейер (КНК), конвейеры складской (КС) и погрузчик-штабелеукладчик скальный (ПШС).

Для проведения анализа работы комплекса «ЦПТ-руда» все показатели приводились к одному критерию (коэффициенту). Так как необходимо выполнить анализ работы комплекса по надежности, то в качестве критерия выбран один из коэффициентов надежности, устанавливающий связь между временными составляющими цикла эксплуатации (в частности, время на ремонт, готовность изделия к действию в заданный момент времени).

Коэффициент готовности k_r характеризует заложенную способность обеспечения непрерывной работы установки при правильном ее использовании и обслуживании, т.е. отношение времени безотказной работы к сумме времени такой работы и времени восстановления объекта, взятым за один и тот же календарный срок:

$$k_r = T_1 / [T_1 + T_2],$$

где T_1 - время работы, h;

T_2 - времени простоя объекта, h.

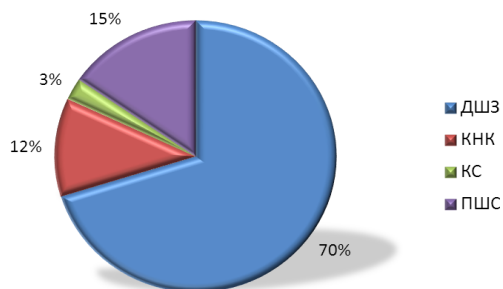


Рис. 2. Доля времени простоев по узлам комплекса

Дробильно-перегрузочная установка (ДПУ) предназначена для приема горной массы из самосвалов, ее дробления и погрузки на ленточный конвейер. График изменения коэффициента готовности ДПУ по отношению к общему времени работы комплекса в течение года показан на рис. 1, а. Проведенный анализ работы ДПУ за 2012 г. показал:

- плановые простои составили 731 h, которые составляют 43% от всего времени нахождения ДПУ на ППР. В основном, простои допущены из-за планового ремонта;

- не плановые механические простои всего составили 399,4 h, которые составляют 23% от всего времени нахождения дробилки в бездействии;

- простои по электрическим причинам составили 88,4 h, которые составляют 5% от всего времени нахождения дробилки в бездействии;

- технологические простои составили 500 h, которые составляют 29% от всего времени нахождения дробилки в бездействии;

- в целом влияние дробилки на надежность комплекса - существенно.

Крутонаклонный конвейер КНК-270/3500 является составной частью комплекса «ЦПТ-руда» и предназначен для приема и транспортирования дробильной скальной массы и доставки ее на складской конвейер КС-3500 с последующей погрузкой с помощью ПШС-3500 в думпкары или на склад. На рис. 1, б приведен график изменения коэффициента готовности в течение года для конвейера КНК-270-3500. Проведенный анализ показал, что по конвейеру КНК-270-3500 за 2012 г.:

- плановые простои составили 15,2 h;

Таблица 1

Показатели простоев по комплексу «ЦПТ-руда» (в часах) в 2012 г. по месяцам

Простои	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12		Итого	% от общего
Плановые	108.7	156	114.5	27.2	22.7	26.7	30.2	60.4	113.4	83.3	14.2	36		793.3	20.8%
Механические	66.8	68.6	108.2	28.9	19.1	15.8	107.2	55	42.5	44.2	51.5	67.3		675.1	17.7%
Электрические	7.9	18.9	27.6	23.4	22.2	32.7	38	41.4	33.5	13	43.5	54.3		356.4	9.3%
Технологические	25.9	25.1	5.8	22	52.4	34.8	95	27	25.7	13.8	110	62.6		500.1	13.1%
По автоматике	4.7	22.1	2.9	10.3	20	4.5	2.3	19.1	4.4	76.5	6.3	3.3		176.4	4.6%
Переполнение штабеля	89.7	130.8	176.9	222.1	201	217.1	7							1044.6	27.4%
Отсутствие а/с	63.7	9.3	15.6	15.2	31.5	4.5	4.5	31.9	3.3	14.9	45.3	32.2		271.9	7.1%
Итого	367.4	430.8	451.5	349.1	368.9	336.1	284.2	234.8	222.8	245.7	270.8	255.7	Сумма	3817.8	
Работа комплекса	376.6	265.2	292.5	370.9	375.1	383.9	459.8	509.2	497.2	498.3	449.2	488.3	4966.20		
Фонд времени	744	696	744	720	744	720	744	744	720	744	720	744	8784		

- простои по механическим причинам составили 54,8 h., которые составляют 19% от суммарного времени простоев;

- общие электрические простои составили 145,6 h, которые составляют 51% от суммарного времени простоев, основное время которых приходится на неисправность УПТФ, ремонт (замена) асинхронного электродвигателя (12,5 h);

- технологические простои составили 70,8 h и состоят они из схода ленты или повреждение ленты (48 h) и заштыбовки перегрузочного узла.

Таким образом, конвейер КНК-270/3500 на работоспособность всего комплекса существенного влияния не оказывал.

Складской конвейер КС-3500 является составной частью оборудования ЦПТ и предназначен для приема дробленой скальной массы с крутонаклонного конвейера КНК -2700/3500 и доставки ее на погрузчик – штабелеукладчик скальный ПШС-3500 для последующей погрузки в думпкары или на склад. Проведенный анализ по конвейеру КС-3500 за 2012 г. показал (рис. 1, в):

- по технологическим простоям данный узел был в нерабочем состоянии 20,5 h. Простои в основном связаны с заштыбовкой перегрузочного узла.

Таким образом, надежность данного узла является высокой, в связи с этим данный узел на надежность всего комплекса существенного влияния не оказывал.

Погрузчик-штабелеукладчик скальный ПШС-3500 производительностью 3500 t/h (2000 m³/h) предназначен для забора из складского конвейера КС-

3500 горной массы в условиях открытого буферного склада и дальнейшей непрерывной погрузки горной массы в железнодорожные думпкары, располагаемые на двух параллельных путях, или укладки горной массы на штабель.

Проведенный анализ по узлу ПШС-3500 за 2012 г. показал (рис. 1, г):

- данный узел находился в простое 378,1 h;

- большая доля простоев приходилась на механические – 49%, которые были связаны с проверкой технического состояния ПШС (21,6 h);

- также значительное время узел провел в простое по технологическим причинам – 115,9 h, что составляет 31% от всего времени простоя комплекса по причине неработоспособности узла ПШС.

Анализируя влияния каждого узла комплекса (рис. 2) на его надежность можно сделать вывод, что такие узлы как КНК и КС в 2012 г. на надежность всего комплекса сильно не влияли.

Узлы ДПУ и ПШС, в особенности первый, имели большое влияние на производительность комплекса (70% от всего времени нахождения комплекса в нерабочем состоянии).

Также по данным двум узлам сильно замечено влияние на производительность по плановым простоям, в некоторые месяцы которые могли достигать до 35% от всего времени простоя.

К простоям, относящимся к комплексу «ЦПТ-руда» в целом можно отнести простои, связанные с заполнением складского штабеля или отсутствием автосамосвалов.

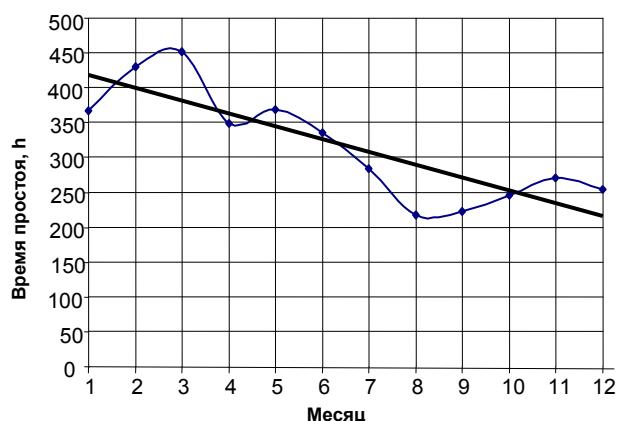


Рис. 3. Изменение времени простоя комплекса «ЦПТ-руда» в 2012 г.

На рис. 3 показан график изменения времени простоя комплекса «ЦПТ-руда» в 2012 г. Показатели простоев по всем узлам комплекса в 2012 г. по месяцам в часах и в процентном выражении приведены в табл. 1, из которой видно, что основная часть простоев приходится на технологические, а именно переполнение складского штабеля, что составляет 27,4% от общего времени простоя на 2012 г.

Данная проблема связана с малой производительностью экскавационно - погрузочного оборудования, проводившего отгрузку горной массы из складского штабеля.

В июле месяце 2012 г. с вводом в состав комплекса КНК стационарного отвального конвейера с тремя передвижными конвейерами «кузнечиками» (ОК), через которые по мере заполнения штабеля производилась отгрузка горной массы непосредственно в отвал, простои комплекса из-за переполнения штабеля удалось исключить.

Среднемесячная производительность ОК в 2012 г. достигнута в 33 тыс. m^3 /мес. Тем не менее, ОК не может обеспечить максимальную производительность комплекса КНК, т. к. он скомпонован из конвейерных ставов с меньшей шириной ленты (1,2 m против 2,0 m на комплексе КНК), а также в связи с

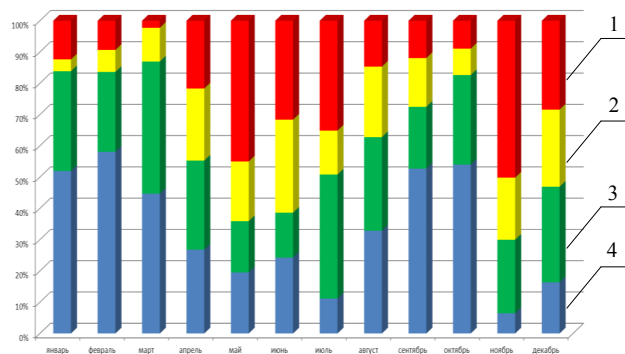


Рис. 4. Гистограмма изменения времени простоев комплекса «ЦПТ-руда» в процентном соотношении за 2012 г.: 1 - технологические; 2 - электрические; 3 - механические; 4 - плановые

малой высотой отвального яруса, требующей частых остановок для периодических передвижек.

Второй по значимости уровень простоя имеет плановые, которые в процентном соотношении ко всему времени бездействия комплекса составляют 20,8%. Основной объем времени приходится на первый квартал 2012 г. и на три месяца – август, сентябрь и октябрь.

Данные простои в основном связаны с плановыми ремонтами и проведением ежемесячного ТО. Сравнивая изменение объема транспортирования горной массы через комплекс «ЦПТ-руда», можно констатировать, что с целью увеличения производительности комплекса по действующей схеме с использованием экскаватора на штабеле и отвального конвейера необходимо увеличение производительности оборудования, производящего отгрузку горной массы после её подъёма на поверхность.

Из гистограммы на рис. 4 видно, что основную долю простоев за 2012 г. составили простои по технологическим причинам, а именно, в январе – 52%, в апреле – 78%, мае – 82%, июне – 79% и ноябре – 60%. С 7 месяца 2012 г. с пуском ОК в цикле комплекса «ЦПТ-руда» переполнение штабеля не происходит, тем не менее, отсутствие автосамосвалов начало расти, что сказалось на производительности комплекса. За сентябрь-октябрь основной причиной простоев являются плановые остановки комплекса.

Так как комплекс «ЦПТ-руда» представляет из себя цепь взаимосогласованных грузонесущих механизмов – конвейеров, то при остановке одного из узлов останавливается весь комплекс. Исходя из этого, сокращение времени плановых простоев за счет вынужденных может быть достигнуто за счет оптимизации ремонтных работ.

В течение 2012 г. продолжались работы по отработке транспортных схем эксплуатации комплекса КНК-270 с доведением его производительности до максимальных параметров. В первом полугодии 2012 г. в короткие сроки с целью увеличения производительности комплекса КНК-270 спроектировано и выполнено строительство, а с 1 июля запущен в эксплуатацию отвальный конвейер на ППК-3.

Данный объект состоит из основных узлов: приёмного бункера, стационарного конвейера с приводной станцией и передвижных конвейерных ставов «Моболингов» (3 шт.), смонтированных на породном отвале.

Данный участок конвейерной линии производит перегрузку породы непосредственно в отвал и обеспечивает наращивание дополнительных объёмов транспортировки горной массы через комплекс КНК, исключив при этом выполнение работ по перегрузке гидравлическим экскаватором и перевозке автотранспортом штабеля.

С вводом в эксплуатацию ОК основной проблемой на первом этапе работ стало несоответствие производительностей отдельных звеньев системы из-за

различия в ширине ленты и скорости ее движения. В результате чего при запуске КНК на полную мощность происходит остановка конвейеров отвального комплекса из-за заштыбовки перегрузочных бункеров и (или) перегрузки приводов.

Для согласования производительности конвейерных систем силами ЦРГО рудника Мурунтау были изготовлены и установлены на редукторы ПК новые шкивы, позволившие изменить передаточное число и увеличить скорости движения ленты на всех ПК до 4,3 м/с. Одновременно опытным путем установлено, что предельной нагрузкой для новой линии является 30% от максимальной производительности КНК-270. Реализованные технические решения позволили повысить производительность породной линии с 1,2-2,4 тыс. м³/смену (1.07-06.07 до замены шкивов) до 2,0-5,3 тыс. м³/смену.

Максимальная производительность линии устанавливалась: по токовым нагрузкам на двигателях комплекса; весам, установленным на ПШС; по количеству самосвалов, разгружающихся за 1 ч 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/ч (при технической производительности КНК – 2000 м³/ч). Это позволяет обеспечивать прием 10-12 самосвалов в ч на ДПП в чаше карьера (при максимальной нагрузке на КНК – 30-35 самосвалов в ч).

Для обеспечения безаварийной работы (без заштыбовок, ликвидация которых составляет от 5 до 10 ч на каждую) скорость питателя на ДПП не должна превышать 0,1-0,15 м/с, при токовой нагрузке на двигателях ПГЛ – около 30 А (при максимальной производительности КНК – 60-65 А).

Для обеспечения производительной и безопасной работы на отвальном и всех передвижных конвейерах модифицированы роlikоопоры в местах перегруза породы из бункеров.

Для этого изготовлены и установлены на конвейерные ставы новые опоры с подвесом роликков на канатах, одновременно применены демпфирующие роликки, футерованные резиной.

Дополнительно на выходе из бункеров установлены резиновые фартуки из конвейерной ленты, которые препятствуют вылету крупных кусков, гасят их скорость и располагают поверх слоя мелкой породы на ленте.

Для дальнейшего повышения производительности комплекса «ЦПТ-руда» предлагаются следующие технические решения, направленные на увеличение его эксплуатационной производительности.

1. Увеличить надежность работы ДПУ и ПШС.
2. Произвести реконструкцию ОК.
3. Оптимизировать производство ремонтных работ на комплексе.
4. Целесообразно проведение дальнейших исследований в области анализа причин, оказывающих влияние на производительность комплекса.

УДК 621.867.2

© Мустафаев О.Б. 2013 г.

ОБЗОР И АНАЛИЗ КОНСТРУКТИВНЫХ СХЕМ КРУТОНАКЛОННЫХ КОНВЕЙЕРОВ ДЛЯ ОТКРЫТЫХ ГОРНЫХ РАЗРАБОТОК

Мустафаев О.Б., магистр НГГИ

Ochiq konchilik ishlarida katta qiyalikli konveyerlar, ularning samaradorligi ahamiyatini nazarga olgan holda ko'rib chiqilgan. Bular, rif va yuqori friksion xususiyatga ega bo'lgan, yukni ortib-tortib boruvchi, ishchi yuzasi ostida to'sinli ko'tarib turuvchi novsimon, hamda ustidan siqib ushlab turadigan lentali katta qiyali konveyerlarning tuzilishi, konchilik ishlari sharoitlarida o'zini yaxshi tomondan tavsiyalagan an'anaviy lentalik konveyerlar bilan taqqoslashlar keltirilgan.

Examined the role of these high-angle conveyors from the point of view of their performance on the open of mountain development: a bearing surface of the belt which has improved friction properties or reefs with retaining elements on your canvas, with a ribbon of deep grooved, with a clamping band. Construction steeply inclined conveyor belt clamping largely unified with conventional belt conveyors, well established in terms of mining.

Конвейеры, способные транспортировать грузы под углами подъема, превышающими 18° , имеют широкую область применения: для подъема горной массы из карьеров, для транспортирования по наклонным выработкам шахт, в поверхностном комплексе горных предприятий, на перерабатывающих предприятиях шахт и карьеров [1, 2]. Основное распространение получили ленточные крутонаклонные конвейеры.

Особую роль крутонаклонные конвейеры могут играть в транспортной цепочке карьеров. Большая часть действующих карьеров СНГ и мира в результате длительной и интенсивной разработки перешли в категорию глубоких. К примеру, можно рассмотреть карьер Мурунтау НГМК. В этих условиях, как показывает мировая практика, реальными вариантами подъема горной массы с глубин 400 - 1000 м являются конвейерные подъемники.

Известно, что по способу удержания груза на ленте от самопроизвольного движения вниз под действием силы тяжести различают крутонаклонные конвейеры: с повышенным коэффициентом трения горной массы о поверхность ленты; с повышенным нормальным давлением горной массы на ленту; со специальными подпорными элементами на ленте для горной массы.

Имеются конструктивные схемы, в которых осуществлена комбинация некоторых из этих способов. Каждый из способов, воплощенный в значительном количестве конструктивных схем, имеет свои преимущества и, естественно, свои негативные стороны, обуславливающие его область эффективности.

Рассмотрены существующие конвейеры с точки зрения эффективности на открытых горных разработках:

- крутонаклонные конвейеры, несущая поверхность ленты которых имеет повышенные фрикционные свойства или рифы;
- крутонаклонные конвейеры с подпорными элементами на рабочем полотне;
- крутонаклонные конвейеры с лентой глубокой желобчатости;
- крутонаклонные конвейеры с прижимной лентой.

Анализ нескольких вариантов крутонаклонных конвейеров показывает, что крутонаклонный конвейер, отличающийся своими параметрами, с изменением угла наклона до 90° наиболее приемлем [3-6]. Большое значение имеет тот факт, что конструкция крутонаклонного конвейера с прижимной лентой в большой степени унифицирована со стандартными ленточными конвейерами, хорошо зарекомендовавшими себя в условиях горных работ. Крутонаклонные конвейеры с прижимной лентой имеют, как известно, два стандартных ленточных контура – грузо-несущий и прижимной.

Конструкция крутонаклонного конвейера с прижимной лентой в большой степени унифицирована с традиционными ленточными конвейерами, хорошо

зарекомендовавшими себя в условиях горных работ. В настоящее время насчитывается несколько конструктивных схем крутонаклонных конвейеров с прижимной лентой (фирмы «Continental Conveyor», «Dos Santos International» США, MAN TAKRAF, «Krupp» Германия, и др.).

Каждый из способов повышения угла транспортирования, воплощенный в значительном количестве конструктивных схем имеет преимущества и негативные стороны, обуславливающие область его эффективного применения.

Крутонаклонные конвейеры, несущая поверхность ленты которых имеет повышенные фрикционные свойства или рифы, предполагают ограниченную область применения в карьерах, так как допускают незначительное увеличение угла наклона (до 25°) и величину допустимого к транспортированию куска – не более 150 мм.

Крутонаклонные конвейеры с бортами и перегородками способны транспортировать грузы размером максимального куска 300-350 мм под углами наклона $45 - 60^\circ$, но при этом несущая способность конвейера составляет не более 60 - 65% от номинальной. Высота подъема конвейера одним ставом при однобарабанном приводе не превышает 150 м, а перегрузка с конвейера на конвейер достаточно сложна. Поэтому такие конвейеры могут найти применение при углах наклона $30 - 45^\circ$ при производительностях, не превышающих 1,5 – 2,0 тыс. m^3 в час.

Крутонаклонные конвейеры с лентой глубокой желобчатости целесообразны в пределах углов подъема $26-32^\circ$, при производительностях 2,5 - 3 тыс. m^3 в час. Максимальный размер транспортируемого куска может достигать 250 - 300 мм.

Крутонаклонные конвейеры с прижимной лентой, способные транспортировать насыпные грузы с размером максимального куска 250 – 300 мм под углами наклона до 90° , имеют два тяговых контура, что позволяет создать установки с высокими мощностями.

Высота подъема одним ставом ограничивается прочностью не одной, а двух лент и при современной прочности их может достигать 300 м.

Возможность реализации значительных скоростей (3 - 6 м/с) движения при ширине ленты до 2-х м обеспечивает производительность одной конвейерной линии до 15,0 тыс. m^3/h . Принципиальное отличие конструкций крутонаклонных конвейеров с прижимной лентой, предложенных в разных странах и разными фирмами, в основном заключается в конструктивной схеме блока прижимных элементов, во многом определяющей работоспособность и надежность конвейера, износ лент и многие другие показатели, среди которых и сложность изготовления.

Принципиальная схема крутонаклонного конвейера с прижимной лентой состоит из горизонтальных или слабонаклонных загрузочного 8 и разгрузочного 9 участков, крутонаклонного участка 10 и двух пере-

ходных – нижнего 11 (от загрузочного участка к крутонаклонному) и верхнего 12 (от крутонаклонного к разгрузочному) (рис. 1). Принцип работы такого конвейера заключается в следующем: горная масса поступает из загрузочного устройства 4 на горизонтальный или слабонаклонный участок 8. Грузовая ветвь основного контура (1), опирающаяся на загрузочном участке (8) на трехроликовые опоры, транспортирует горную массу до переходного участка 11 (сечение А-А). На переходном участке груз удерживается только силой прижатия грузонесущей ленты к прижимной ленте контура 2 (сечение Б-Б). Пройдя по переходному участку, транспортируемый груз попадает на крутонаклонную часть конвейера 10, где устанавливаются прижимные модули 3 (сечение В-В). После крутонаклонной части горная масса поступает на переходной разгрузочный участок, в основном аналогичный загрузочному участку 12, на котором прижимная лента постепенно снимается с материала. Порожневая ветвь контура 1 опирается на однорولیковые опоры 14. Верхняя ветвь контура 2 опирается также на однорولیковые опоры.

Большое значение в ужесточении требований к окружающей среде имеет тот факт, что в процессе работы материал герметично закрыт между несущей и прижимной лентой. Загрузка по центру и достаточное расстояние от краев ленты до транспортируемого

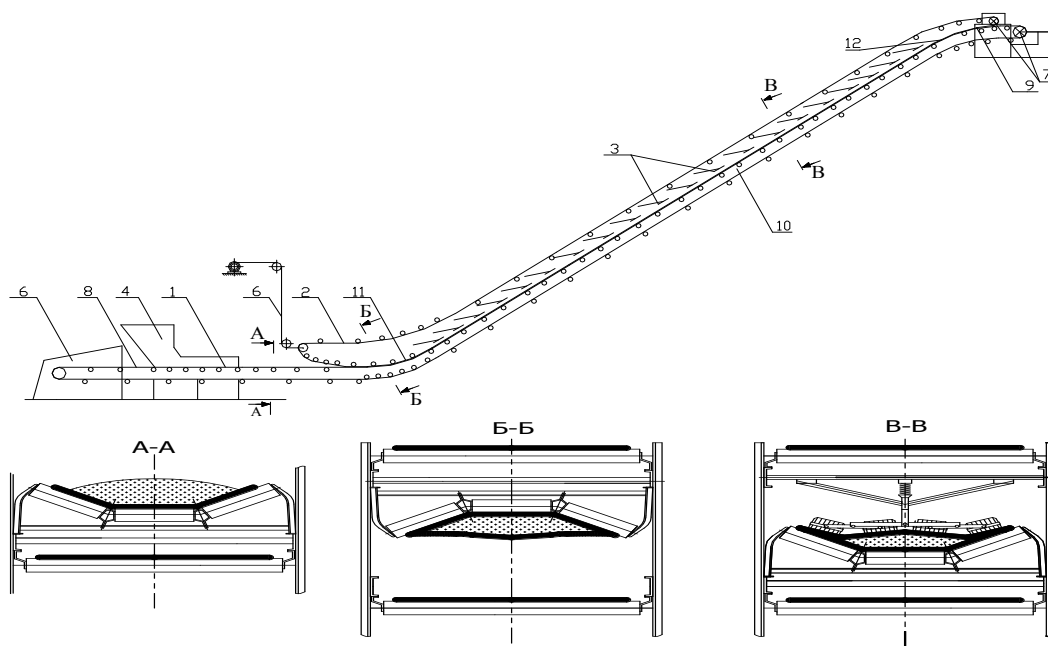


Рис. 1. Схема крутонаклонного конвейера с прижимной лентой: 1 – грузовой контур, 2 – прижимной контур, 3 – прижимные модули, 4 – загрузочное устройство, 5 – разгрузочное устройство, 6 – натяжное устройство, 7 – приводы для грузового и прижимного контура, 8 – загрузочный участок, 9 – разгрузочный участок, 10 – крутонаклонный участок, 11 – нижний переходный участок, 12 – верхний переходный участок

материала гарантирует отсутствие просыпаний по всей длине конвейера, даже при незначительном поперечном сдвиге лент. Таким образом, крутонаклонные конвейеры с прижимной лентой отличаются высокой универсальностью. Два традиционных привода для двух ленточных контуров дают возможность создания установок с высокими мощностями, а возможность реализации значительных скоростей движения – с высокими производительностями. При ширине ленты до 3-х м и высоких скоростях движения (3 – 6 м/с) производительность одной линии может превышать 15,0 тыс. м³/ч. Размер максимального куска в эксплуатирующихся установках составляет 250 – 300 мм, а скорость движения 3-5 м/с.

Высота и длина подъема одним ставом ограничивается только суммарной прочностью даже не одной, а двух лент и при современной прочности их может превышать 300 м.

Список литературы:

1. Юматов Б.П. и др. Открытая разработка сложно-структурных месторождений. М.: Недра, 1973 г.
2. Мальгин О.Н., Шеметов П.А., Лашко В.Т., Коломников С.С. Совершенствование циклично-поточной технологии горных работ глубоких карьеров. Ташкент, Изд. «Фан» АН Узбекистана, 2002 г.
3. Андреев А.В., Дьяков В.А., Шешко Е.Е. Транспортные машины и автоматизированные комплексы открытых разработок. — М.: Недра, 1975.
4. Галкин В.В., Дмитриев В.Г., Дьяченко В.П., Запенин И.В., Шешко Е.Е. Современная теория ленточных конвейеров горных предприятий. — М., МГГУ, 2005. — 543с.
5. Гуцин В.М. Исследование крутонаклонного конвейера с лентой глубокой желобчатости применительно к условиям открытых горных разработок. — М., 1972.
6. Теоретические основы создания эффективных крутонаклонных конвейерных подъемников. Отчет о НИР рук. Яковлев В.П. - №ГР01970009116. Екатеринбург, 2000 г.

АНАЛИЗ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ И ТЕОРЕТИЧЕСКИХ ИССЛЕДОВАНИЙ УРОВНЯ ВИБРАЦИИ БУРОВОГО ОБОРУДОВАНИЯ

Эгамбердиев И.П., доцент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук

Burg'ulash dastgohlarining texnik holatini aniqlash uchun tashhis qo'yish vositalaridan foydalangan holda ma'lumotlarni yig'ish va ma'lumotlar ustida ishlash, hamda eksperimental tadqiqotlarni o'tkazishda ekspluatatsion faktorlarning vibrosignallarga ta'siri, shuningdek uzoq muddat ishlashiga ekspluatatsion parametrlarning ta'siri (aylanish chastotasi va o'qi kuchlanishi).

For determination of the technical condition of the supporting nodes bore tool by means of technical diagnostics is designed methods of the collection and information handling, as well as undertaking the experimental studies on discovery working factor on parameters of the vibratory signal, as well as influences working parameter (the frequencies of the rotation and axial load) on longevity of the node.

Среди комплектующих элементов, имеющих важное значение для работоспособности машин, повышения их КПД и надежности работы, подшипники качения играют первостепенную роль. В буровых машинах подшипники качения используются в качестве опорных узлов, обеспечивающих постоянное положение оси вала относительно конструкции машины при минимальной потере энергии. В таких механизмах зазор в подшипниках должен быть наименьшим и удовлетворять требованиям, предъявляемым к данной конструкции. При вращении подшипники генерируют вибрации, интенсивность которых зависит от различных факторов.

Возможность использования вибрационных безразборных методов оценки качества и состояния исследуемых механизмов с учетом зазоров в подшипниках качения представляет для буровых машин большой интерес [1, 2]. К задачам проведения исследований относились: установление зависимости вибраци-

онного сигнала подшипников качения от условий эксплуатации и идентификация видов повреждений подшипников.

Исходя из необходимости получения достаточного количества данных о техническом состоянии деталей, узлов, к информации предъявлялись требования: непрерывности, полноты, достоверности и однородности.

Данные об изменении технического состояния подшипников качения, работающих в одинаковых условиях, с учетом эргодического свойства случайных событий при обработке материала, записывались на прибор «АГАТ», позволяющий анализировать вибрацию. Измерения вибраций производились согласно блок – схемы (рис. 1), которая включает датчик (пьезоакселерометр), анализирующее устройство (прибор «АГАТ»), компьютер с пакетом программ для вибромониторинга.

Для преобразования механических колебаний в цифровую форму использовался датчик пьезоакселерометр с широким частотным диапазоном. Пьезоакселерометры имеют наименьшую погрешность измерения и обладают достаточно широким частотным диапазоном от 5 Hz до 25 тыс. Hz. Масса датчика мала по отношению к массе исследуемых объектов и поэтому не оказывает влияния на колебательные характеристики.

Крепление датчика производилось магнитным способом. Метод обеспечивает достаточно надежное его крепление. Датчик устанавливался в точках, содержащих наиболее полную информацию о состоянии кинематических пар, т. е. вблизи гнезд подшипников входного, промежуточного и выходного валов редуктора.

Для изучения источников вибрации и определения их взаимодействия проводилось дифференцирование исследования уровня вибрации, генерируемой каж-

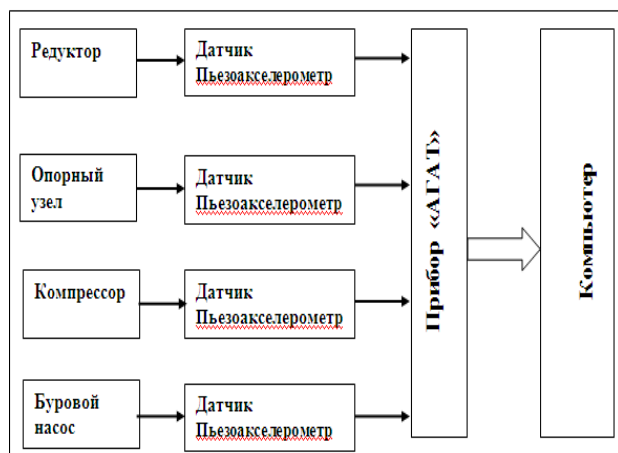


Рис. 1. Блок схема аппаратуры для анализа вибрации буровых станков

дым из основных источников в отдельности и при их совместной работе.

Необходимое и достаточное количество наблюдений N за изменением технического состояния бурового оборудования определялось по формуле:

$$N = \frac{n \cdot T}{k_1 \cdot k_2 \cdot t},$$

где n – количество замеров;

T – возможная величина наработки до достижения предельного состояния узла, h ;

k_1 – коэффициент непрерывности работы исследуемого объекта;

k_2 – коэффициент, учитывающий режим работы машины;

t – продолжительность смены, h .

Количество замеров n , которое необходимо зарегистрировать при проведении наблюдений, находится в зависимости от требуемой степени достоверности γ и коэффициента точности δ .

Величина γ принимается равной $\gamma=0,9-0,95$, а коэффициент δ определяется по зависимости:

$$\delta=1/(1+\zeta),$$

где ζ – допустимая величина ошибки, принимаемая равной $0,05-0,15$.

Математическое ожидание определяем по формуле:

$$m = \frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i.$$

В качестве оценки дисперсии σ^2 принимаем величину:

$$\sigma^2 = \frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2.$$

Среднеквадратическое отклонение:

$$\sigma = \sqrt{\frac{1}{n-1} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2}.$$

Определение границ диапазонов статистически возможных и статистически допустимых уровней вибрации: диапазон статистически допустимых уровней вибрации i -го объекта, зависящий от наработки (числа измерений) и накопленных данных о вибрации исправных объектов, для n_i -го измерения определяется по формулам:

- верхняя граница:

$$X_{i,n_i}^{\sigma} = \bar{X}_{i,n_i} + K_n^{\sigma} \sigma;$$

- нижняя граница:

$$X_{i,n_i}^{\sigma} = \bar{X}_{i,n_i} - K_n^{\sigma} \sigma,$$

где X_{i,n_i} – среднее значение регистрируемого параметра вибрации, полученное по n_i измерениям;

σ – среднеквадратическое отклонение регистрируемых параметров вибрации исправных объектов;

K_n^{σ} , K_n^{σ} – толерантные коэффициенты, формирующие соответственно верхнюю X_{i,n_i}^{σ} и нижнюю X_{i,n_i}^{σ}

границы согласно заданным вероятностям выхода вибрации диагностируемого объекта за их пределы при условии, что разброс вибрации определяется дисперсией σ^2 .

С целью выяснить законы формирования вибрации на вращательном подающем механизме станка типа СБШ-250 на различных режимах работы в реальных производственных условиях была проведена серия экспериментов. Для измерения виброакустического сигнала на вращателе и опорном узле был установлен датчик, который служит для преобразования вибросигнала.

Эксперимент производился в условиях Стойленского ГОК. Порода – кварцит, с коэффициентом крепости $f=17-18$ по шкале проф. М.М. Протодяконова. Использовался серийный буровой шарошечный станок типа СБШ-250, вооруженный долотом типа 243 ОКП.

Измерялись и регистрировались общий уровень вибросигнала при различных режимах работы станка (осевая нагрузка до 300 кН и частота вращения 60, 120 мин⁻¹) при длине бурового става 4, 8, 12, 16 и 20 м.

Исследования подшипников качения проводились на вращающихся элементах бурового станка: головке бурового снаряда (двигатель, редуктор, муфта, опорный узел); буровом насосе; компрессоре. Замеры проводились на холостом ходу, а также в режиме бурения, при этом учитываются крепость породы, скорость, глубина и диаметр бурения и частота вращения.

Исследования включали: измерения общего уровня вибрации: виброскорость, виброускорение; изме-

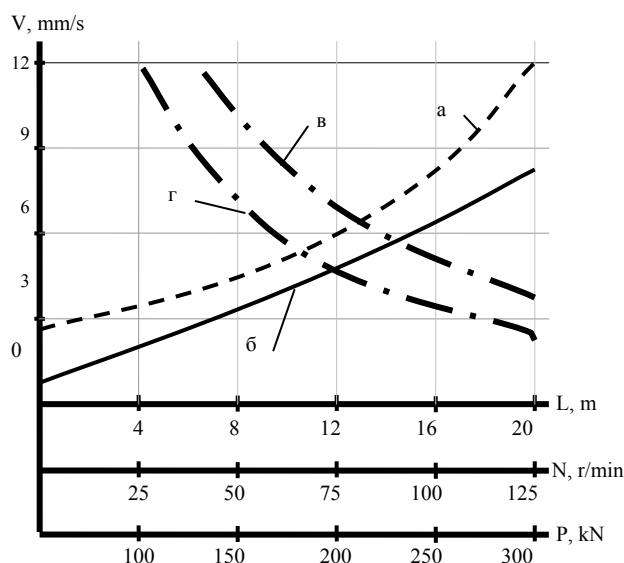


Рис. 2. Зависимость СКЗ виброскорости вибрации опорного узла от режима работы бурового станка от: а – глубины скважины; б – частоты вращения; в – осевого усилия, Стойленский ГОК; г – осевого усилия, «Мурунтау»

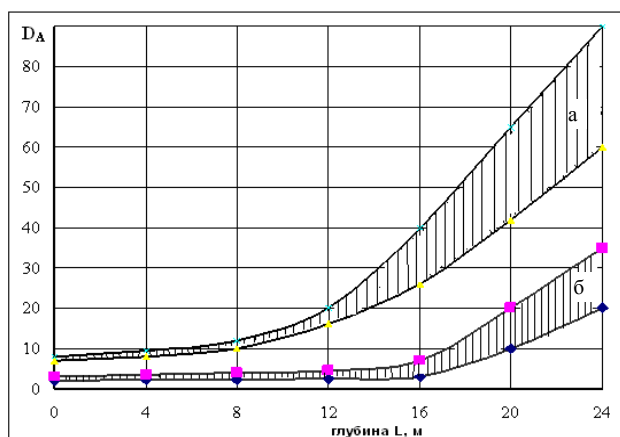


Рис. 3. Зависимости дисперсии D_A для опорного узла от глубины бурения и режимов работы бурового станка: а – 60 r/min; б – 120 r/min

рения реальных спектров: виброускорение; измерения формы сигнала (форма реального сигнала и огибающей); измерения спектра огибающей.

На рис. 2 представлены экспериментальные данные, полученные в производственных условиях, которые показывают, что вибрационное состояние бурового станка существенно зависит от режимных параметров бурения (осевого усилия, частоты вращения, глубины скважины и крепости горных пород). При росте осевых нагрузок интенсивность колебаний уменьшается, тогда как с возрастанием частоты вращения и глубины скважины она увеличивается.

Статистический анализ случайных функций - $A_0(t)$ позволил получить их следующие вероятностные характеристики: m_a , m_v - математические ожидания; D_A - дисперсии; σ_a - средние квадратические отклонения; v_a - коэффициенты вариации; $A_{\min}$, $A_{\max}$ - максимальные и минимальные значения случайных функций; $K_A = m_A + \frac{3\sigma_A}{m_A}$, коэффициенты динамичности [3, 4].

Результат статистического анализа показал, что с увеличением длины става возрастают дисперсии D_A . Эти параметры значительно возрастают, если частоту вращения долота увеличить до 120 мин^{-1} . На рис. 3. показаны зависимости дисперсии D_A от длины бурового става l и частоты вращения долота n_c . Приведенные зависимости имеют критическую точку, в которой резко меняется их крутизна. До этой точки и после нее статистические значения зависимостей $D_A=f(l)$ и $K_A=f(l)$ для двух значений n_c (60 и 120 мин^{-1}) достаточно хорошо аппроксимируются линейными функциями.

Если зафиксировать эти критические точки на оси абсцисс, получим: при $n_c=60 \text{ мин}^{-1}$ $l_k=15 \text{ m}$, при $n_c=120 \text{ мин}^{-1}$ $l_k=12 \text{ m}$. Кроме того, с увеличением n_c растет область рассеивания дисперсии D_p , определенной по данным нескольких параллельных опытов.

Величина рассеивания изменяется от 5 до 20% в зависимости от длины и частоты вращения става. Увеличение длины бурового става приводит к росту абсолютных значений дисперсии D_A и ее области рассеивания. Анализ экспериментальных данных показывает, что с увеличением длины става возрастают дисперсии D_A [4]. Эти дисперсии возрастают, если частоту вращения долота увеличить до 120 об/мин^{-1} (рис. 2).

Эксперимент показал, что форсирование режимов работы станка и увеличение глубины скважины приводят к росту динамики системы. Для установления количественных показателей этих зависимостей применен множественный корреляционно-регрессионный анализ. Для подшипников качения в качестве независимых переменных приняты: величина износа сепаратора (S , mm), глубина бурения (L , m), число оборотов (N , r/min), вязкость масла ($v_{\text{ест}}$).

В качестве зависимой переменной принята амплитуда виброакустического сигнала (A дБ).

На основании проведенного исследования и результатов вычисления показателей множественной корреляции для подшипников качения на буровых станках получены уравнения регрессии амплитуды вибрации:

$$A=12,57+18,75S+0,082L+0,002N-0,018v.$$

Анализ проведенных экспериментальных и теоретических исследований показывают, что на уровень вибрации подшипников качения существенное влияние оказывает величина износа, глубина бурения, число оборотов, но не менее существенное влияние оказывает и вязкость масла.

Таким образом, вибрационное состояние бурового станка зависит от режимных параметров бурения (осевого усилия, частоты вращения, глубины скважины и крепости горных пород). Для оценки технического состояния вращающихся элементов бурового оборудования необходимо учитывать изменение мощности виброакустического сигнала (виброскорость и виброускорение).

Установленный частотный диапазон, в котором наблюдалось наиболее интенсивное изменение мощности вибросигнала, позволяет судить о возможных причинах повышения виброактивности: перекосы ротора, износ в подшипниках, увеличение дисбаланса в компрессорной установке, ухудшение состояния смазки, износ зубчатых передач.

Список литературы:

1. Барков А.В., Баркова Н.А.. Вибрационная диагностика машин и оборудования. СПб.: СПбГМТУ, 2004, 156 с.
2. Герике Б.Л., Абрамов И.Л., Герике П.Б. Вибродиагностика горных машин и оборудования. // - Кемерово, 2007. - С.167.3.
3. Дж. Бендат, А. Пирсол. Применения корреляционного и спектрального анализа. Пер. с англ. - М.: Мир, 1983. - 312 с.
4. Кантович Л.И., Дмитриев В.Н. Статика и динамика буровых шарошечных станков. М: «Недра», 1984, 200 с.

ПРОБЛЕМЫ И ПЕРСПЕКТИВЫ ИНФОРМАТИЗАЦИИ ПРОМЫШЛЕННОЙ СФЕРЫ

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

Maqolada sanoat sohasini axborotlashtirish masalalari ko'rib chiqilgan, bunda integrally avtomatlashtirilgan maxsus boshqaruv tizimini joriy etish muammolarini hal etishda ilmiy yutuqlar bazasidan hamda zamonaviy axborot-kommunikatsion texnologiyalarini qo'llash yo'llari ko'rsatib o'tilgan.

The questions of informatization of the industry, thus showing problems and solutions development and implementation of an integrated information system, specialized automated systems based on modern scientific achievements and the widespread adoption of information and communication technologies.

«Мы должны отдавать себе отчет, что без кардинального, я бы сказал взрывного продвижения по пути широкого внедрения во все сферы экономики, в нашу повседневную жизнь современных информационно-коммуникационных систем трудно видеть перспективу.

Нам необходимо в кратчайшее время не только устранить имеющее место отставание по многим видам оказания информационных услуг, но и выйти в разряд передовых стран с высоким уровнем внедрения информационно-коммуникационных технологий».

Ислам Каримов (из доклада 18 января 2013 г.)

В свете задачи огромной стратегической важности, поставленной главой государства, рассмотрим некоторые вопросы информатизации промышленной сферы. В макроплане можно выделить две глобальные сферы информатизации, а именно сферу услуг и сферу реальной экономики, важнейшей составной частью которой является промышленность, оказывающая решающее воздействие на уровень развития производительных сил общества. Несмотря на наличие определенных общих черт между системами, создаваемыми для непроизводственной сферы и для промышленности, – информатизация в последнем случае сопровождается необходимостью решения куда более сложных специфических научно-технических проблем.

С другой стороны, априори известно, что научно-обоснованное, планомерное внедрение информационных технологий в промышленную сферу может стать одним из основных катализаторов успешного экономического развития страны. Анализ мировых тенденций показывает, что информатизация промышленной сферы на современном этапе и в перспективе должна опираться на интегрированные автоматизированные системы управления (ИАСУ), охватывающие весь комплекс уровней управления промышленным предприятием (рис. 1). Объясняется это тем, что любое

промышленное предприятие является единым хозяйственным, организационным и технико-технологическим организмом и система управления им должна рассматриваться и формироваться с учетом этой реалии с единых позиций.

На каждом из уровней иерархии интегрированной АСУ решается характерное для этого уровня множество функциональных задач предприятия. Формально эти функциональные задачи можно представить через совокупность множеств $S^I, \dots, S^{VI}$, соответствующих уровней системы рис. 1:

$$\begin{aligned} S^I &= \{S_1^1, S_2^1, S_3^1, S_4^1, S_5^1, \dots, S_k^1\} \\ S^{II} &= \{S_1^2, S_2^2, S_3^2, S_4^2, S_5^2, \dots, S_e^2\} \\ S^{III} &= \{S_1^3, S_2^3, S_3^3, S_4^3, S_5^3, \dots, S_m^3\} \\ S^{IV} &= \{S_1^4, S_2^4, S_3^4, S_4^4, S_5^4, \dots, S_n^4\} \\ S^V &= \{S_1^5, S_2^5, S_3^5, S_4^5, S_5^5, \dots, S_j^5\} \\ S^{VI} &= \{S_1^6, S_2^6, S_3^6, S_4^6, S_5^6, \dots, S_q^6\} \end{aligned} \quad (1)$$

где $S_1^1, S_1^2, S_1^3, S_1^4, S_1^5, S_1^6$ – функциональные задачи уровней I, II, ..., VI.

Дадим теперь краткую понятийную характеристику уровней управления, охватываемых интегрированными автоматизированными системами.

Краткая характеристика уровней управления, охватываемых ИАСУ.

Уровень бизнес-систем – ERP (Enterprise resource Planning) – или иначе уровень автоматизированных систем управления предприятием (АСУП). Системы этого уровня работают не в темпе протекания технологических процессов, т.е. не в реальном масштабе времени. Типичные подсистемы этого уровня: подсистемы учёта и планирования, снабжения, управления запасами и другие.

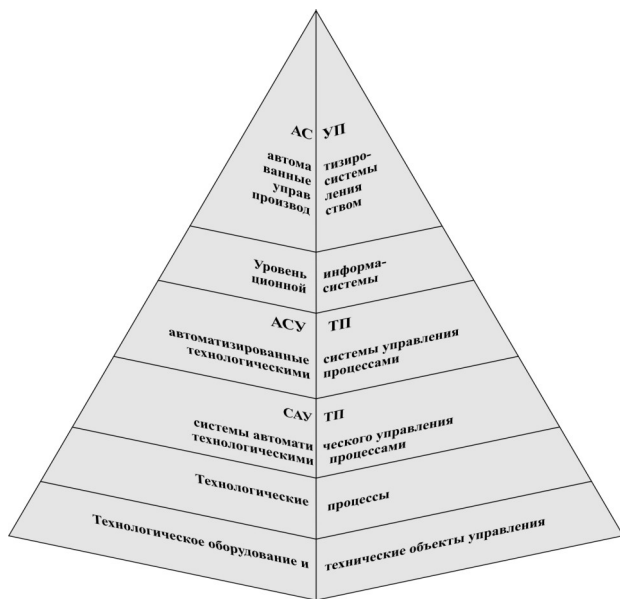


Рис. 1. Макроструктура интегрированной АСУ

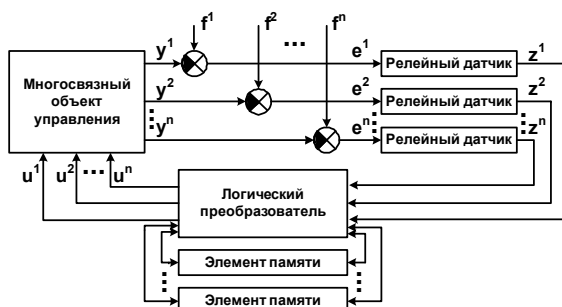


Рис. 2. Многомерная логико-динамическая система управления

Уровень информационной системы – или уровень PI System (Plant Information System). Данный уровень является источником необходимой информации в реальном времени для верхнего уровня управления предприятием. Здесь происходит наиболее интенсивный обмен информацией между уровнями АСУП и АСУТП.

Уровень АСУ ТП (автоматизированные системы управления технологическими процессами) или уровень SCADA System (Supervisory Control and Data Acquisition System). Системы этого уровня являются системами реального масштаба времени и предназначены для управления технологическими процессами в темпе их протекания.

Уровень распределённых микропроцессорных систем автоматического управления (САУ), или уровень DCS (Distributed Computing System), реализует автоматическое распределённое управление локальными объектами в реальном масштабе времени. Типичными подсистемами этого уровня являются, например, системы автоматического управления мельничным оборудованием ГМЗ-2 на базе программируемых контроллеров.

Уровень технологических процессов и технических объектов управления.

Уровень технологического оборудования или иначе – уровень «носителей» технологических процессов.

Проблемы. Как видно, в макроплане интегрированные автоматизированные системы управления представляют собой сложные иерархические системы, являющиеся симбиозом информационного и динамического взаимодействия, содержащие в совокупном единстве базы данных (БД) и систем управления базами данных (СУБД), информационно-вычислительные и промышленные цифровые сети, системы автоматического и автоматизированного управления. Этот симбиоз является, с одной стороны, мощной основой для реализации широких возможностей ИАСУ, но, с другой стороны, он является также источником принципиально трудных проблем, требующих своего разрешения на пути создания подобных систем.

Так, ограничиваясь даже только нижним уровнем интегрированных АСУ – уровнем многомерных систем автоматического управления (рис. 2), – можно утверждать, что структурная сложность, большая размерность, нелинейность, дискретность, вызываемая включением в контур управления микропроцессоров, мини- и микро-ЭВМ, совокупное проявление принципов и моделей динамического и логического управления ставят существенные ограничения, часто порождают трудности принципиального характера при применении на разных стадиях создания автоматизированных систем традиционных методов исследования систем управления.

Для решения на различных уровнях иерархии задач описания, анализа и синтеза подобных систем необходимы методы и модели, органически сочетающие в себе результаты теории классических динамических систем управления с обратной связью, теоретико-множественных и имитационных подходов, используемых при исследовании сложных многоуровневых систем, т. е. необходимы определенные классы комплексных методов и моделей [1].

Отмеченные выше проблемы относятся к категории научно-исследовательских и тесно связаны с проблемой кадрового обеспечения. Исследовательская часть проблем может быть решена на качественном уровне только при наличии научных коллективов и специалистов высшей квалификации в области системного анализа, теории систем автоматического управления, математического и компьютерного моделирования, теории сложных систем.

Проблемы кадрового обеспечения с особой остротой проявляются и в части задач, связанных с разработкой информационного, алгоритмического, программного и технического обеспечений интегрированных АСУ.

Не затрагивая множество других проблем: реорганизации бизнес-процессов предприятий, финансирования, организационно-структурных; проблем

«унаследованных» систем и программных комплексов, проблемы психологического барьера пользователей, обеспеченности научно-технической литературой и других, – затронем ещё две следующие проблемы.

Первая из них связана с формированием стратегии создания и внедрения, определения очередности и приоритетов реализации уровней интегрированной АСУ, выбора поставщиков программной продукции. Кратко высветим эту проблему на примере уровня систем ERP (уровень S^1). Так, у поставщиков ERP-систем наблюдается стремление к «глобализации», в смысле максимизации числа функциональных задач уровня $S^1 = \{S_1^1, S_2^1, S_3^1, \dots, S_k^1\}$, часть из которых логичнее и с гораздо большей пользой для предприятий можно решать в рамках специализированных автоматизированных систем, стыкуемых с интегрированными АСУ предприятий.

Для примера затронем такую важнейшую сферу деятельности предприятий, как техническое обслуживание и ремонт оборудования (ТОиР). В ERP-системах существует, хотя и на последнем плане, «ремонтный» модуль. В чем разница между «ремонтным» модулем ERP-систем и специализированными автоматизированными системами АСУ ТОиР? Прежде всего, нужно отметить, что с точки зрения функциональности АСУ ТОиР более концентрированы, вся функциональность вложена в одно приложение, в то время как подобный же набор функций в ERP-системе распределён между множеством модулей, собственно на модуль ТОиР приходится лишь малая часть этих функций [2].

Нужно помнить, что модуль ТОиР очень сильно зависит от других модулей ERP, поэтому его внедрение всегда происходит на последних этапах, если до этого вообще доходит дело. Следующее различие в подходах – модуль ТОиР ориентирован, прежде всего, на финансовые вопросы управления основными фондами и не позволяет учесть многих задач, которые приходится решать службам главного механика, главного электрика, главного прибориста предприятий.

Учитывая настойчивый рекламный прессинг зарубежных поставщиков ERP-систем, для полноты картины приведем также выдержки из исследования Североамериканской консалтинговой компании Rapoqama Consulting Group, охватившего 1322 ERP-проекта. Согласно результатам исследования, 93% ERP-проектов длятся дольше запланированного срока, и почти две трети проектов не укладываются в выделенный им бюджет. Более того, лишь 13% компаний полностью довольны результатами ERP-проектов, и только 21% компаний смогли реализовать в ходе внедрения ERP хотя бы половину запланированных задач. Не стоит также забывать, что по оценкам META Group средняя мировая сумма затрат на внедрение ERP-системы составляет около \$15 млн., а средняя стоимость одного рабочего места более \$50 тыс. [3].

Следует также отметить, что все известные зарубежные ERP-системы, помимо большой стоимости, требуют существенной реструктуризации бизнес-процессов предприятий, поскольку они создавались для стандартов западных предприятий.

В силу сказанного, если, к примеру, акцентировать внимание на задачах технического обслуживания и ремонта оборудования, – наиболее оптимальным классом систем, отвечающих потребностям средних и крупных предприятий, являются системы EAM (Enterprise Asset Management – управление активами предприятий). Например, система «Strateg EAM» (ТОиР) и другие.

Это специализированные системы, которые позволяют автоматизировать как весь процесс ТОиР, так и обеспечивающие его процессы (снабжения, управление ремонтным персоналом, финансы). Мы привели пример сравнения только одного модуля ERP-систем и специализированной автоматизированной системы.

В общем случае, очевидно, требует тщательного анализа каждый из функциональных модулей (задач) каждого уровня интегрированной АСУ на предмет соотнесения его интегрированной или специализированной автоматизированной системе с точки зрения экономических выгод предприятия. Следующая проблема связана с состоянием инновационной и информационной культуры руководителей и сотрудников промышленных предприятий, которая, к сожалению, далеко не всегда адекватна сложным задачам создания и внедрения интегрированных автоматизированных систем управления и является одним из главных факторов, сдерживающих внедрение интегрированных АСУ в промышленности.

Перспективы. Выше был дан далеко не полный, краткий анализ проблем, которые должны учитываться при разработке и внедрении автоматизированных систем.

Чтобы дать представление о перспективах автоматизации промышленной сферы, о том, что может дать автоматизация, приведём результаты исследований зарубежных консалтинговых фирм по эффектам внедрения уже упомянутых в статье специализированных EAM-систем.

1. Согласно исследованиям консалтинговой группы А.Т. Kearney, изученные случаи внедрения EAM-систем характеризовались получением в среднем следующих выгод:

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 накупаемые ТМЦ	18%

2. Согласно исследованиям SMRP, от EAM можно ожидать следующих выгод:

Повышение безопасности	20-50%
Повышение производительности работ по ТОиР	40-55%
Сокращение длительности ремонта	20-50%
Уменьшение капитальных затрат (замен)	50-90%
Сокращение страховых запасов ТМЦ	50-90%
Сокращение затрат на эксплуатацию	10-40%
Сокращение неплановых простоев оборудования	30-40%

3. Согласно ARC Advisory Group, более 90% респондентов отмечают следующие выгоды, полученные их предприятиями от внедрения систем управления основными фондами (EAM):

Увеличение срока службы оборудования
Увеличение производительности оборудования
Более оперативное выполнение восстановительных ремонтов
Сокращение излишков складских запасов
Увеличение коэффициента готовности (времени исправности)
Уменьшение числа поломок и простоев

В заключение отметим то, что имеются непростые проблемы разработки и внедрения интегрированных АСУ, специализированных автоматизированных систем на базе современных научных достижений и широкого внедрения информационно-коммуникационных технологий. Но эти проблемы, безусловно, могут и должны быть решены на пути становления инновационной экономики. Ибо инновации и информатизация это две стороны «одной медали».

Список литературы:

1. Кадыров А.А., Кадырова А.А. *Графовые методы в задачах моделирования и исследования интегрированных систем управления*. Ташкент: Янги аср авлоди, 2011. 186 с.
2. Евстафьев И.Н. Информационные проблемы внедрения систем управления техническим обслуживанием и ремонтами // *Автоматизация в промышленности*. 2007. № 10. С. 17-20
3. Что такое ERP-системы.// см.: <http://www.vpg.ru/main.mhtml.PubID=114>

УДК 621.315.2.001.24

© Таслимов А.Д., Товбоев А.Н., Хужанов Б.К. 2013 г.

КОМПЛЕКСНАЯ ТЕХНИКО-ЭКОНОМИЧЕСКАЯ МОДЕЛЬ УНИФИКАЦИИ СЕЧЕНИЙ КАБЕЛЕЙ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ СЕТЕЙ

Таслимов А.Д., зав. кафедрой «Электроснабжение» ТашГТУ, канд. техн. наук; **Товбоев А.Н.**, зав. кафедрой «Электроэнергетика» НГГИ, канд. техн. наук; **Хужанов Б.К.**, ассистент кафедры «Электроэнергетика» НГГИ

Qo'llaniladigan kabellarning maqsadga muvofiq qalinligi miqdorining iqtisodliligini aniqlash vaqtida foydalalaniladigan 1000 V gacha kuchlanishli RS ga texnikaviy-iqtisodli model majmuasi olingan. Shu bilan birga, u zaruriy boshlang'ich ma'lumotlarni aniqlab bo'lmaganda hisobga olib borishda va kabel qalinligini bir xilliligiga keltirishdagi masalalarni ko'p keskinlikda echishda asosiy keskinlik sifatida qo'llaniladi.

Obtained the integrated technical-and-economic cost model for the power distribution networks up to 1000 V, which is used in the definition of an economically viable number of used cross cables. It is also used as the main criterion for multi-criteria decision problems of unification of the cross cables and the uncertainty of initial information.

Исследование унификации основных параметров кабелей ставит цель оптимизации комплексной технико-экономической модели участков распределительных электрических сетей до 1000 V.

Применение известных в литературе технико-экономических моделей участков указанных сетей для унификации сечений кабелей не отражают зависимость критерия оптимизации от количества применяемых сечений кабелей.

Кроме того, при унификации сечений кабелей существенен более детальный учет структуры капитальных затрат на кабельную линию (КЛ) с учетом стоимости самих кабелей и стоимость их производства, электромонтажных и строительных работ, выполняемых при прокладке кабелей, и получение их зависимости в функции от количества сечений кабелей. Следует отметить, что комплексная технико-экономическая модель унификации должна

отражать как положительные, так и отрицательные последствия унификации сечений.

Основными из них являются уменьшение стоимости производства кабелей, строительно-монтажных работ, потерь электроэнергии, расходов при эксплуатации и, вместе с тем, повышение расходов проводникового металла.

В данной статье технико-экономические модели будут формироваться на основе стоимостных показателей на силовые кабели до 1000 V, удельных расходов на электромонтажные и строительно-монтажные работы. Также используются топологические модели участков сетей до 1000 V, питающихся от трансформаторной подстанции (ТП), и ряды сечений кабелей, построенные с постоянным шагом по принципу геометрической прогрессии.

При формировании моделей принимались традиционные допущения о неизменной плотности электрической нагрузки по площади жилого района, одинаковых сечений головных участков линий до 1000 V, отходящих от ТП [2]. В общем случае стоимость кабеля ($K_{каб}$) может быть определена следующим образом:

$$K_{каб} = K_{пр} + K_{мат}, \quad (1)$$

где $K_{пр}$ – стоимость производства кабелей, то есть затраты на разработку, изготовление и т.д. кабелей;

$K_{мат}$ – стоимость материалов, используемых для изготовления кабелей.

Очевидно, что обе составляющие выражения (1) зависят от количества сечений кабелей. Унификация сечений кабелей, с одной стороны, приводит к удешевлению стоимости производства кабелей, с другой стороны, к увеличению стоимости материалов, за счет применения при этом более крупных сечений кабелей.

Примерно 80-90% стоимости кабелей составляет стоимость материалов и 10-20% – стоимость их производства.

Следовательно, можно предположить, что стоимость производства кабелей не оказывает существенное влияние на стоимость кабелей.

Проведенные исследования показали, что применительно к участкам распределительной сети до 1000 V, питающихся от одной ТП, стоимость кабелей в общем виде составляет:

$$K_{каб} = K_{к(1)} \cdot \delta^{-0,75} \cdot S_{ТП(y)}^{0,75} \cdot M^{0,5} + K_{к(2)} \cdot \delta^{-0,19} \cdot S_{ТП(y)}^{0,19} \cdot M^{1,06} \cdot F_2 + K_{к(3)} \cdot \delta^{-1,38} \cdot S_{ТП(y)}^{1,38} \cdot M^{-0,13} \cdot F_2 N^{-1}_F, \quad (2)$$

где N_F – количество применяемых сечений жил кабелей до 1000 V;

F_2 – сечение кабелей до 1000 V головных участков линии, mm^2 ;

δ – плотность электрической нагрузки, отнесенная к шинам ТП, $MV \cdot t/km^2$;

M – число линий до 1000 V, отходящих от ТП;

$СТП(y)$ – установленная мощность трансформаторов ТП, kVA ;

$K_{к(1)}$, $K_{к(2)}$, $K_{к(3)}$ – коэффициенты, которые являются исходными данными.

Полученная технико-экономическая модель стоимости кабелей до 1000 V, питающихся от одной ТП, в зависимости от первичных технико-экономических показателей элементов сети до 1000 V, косвенно включающая в себя стоимость производства кабелей, может быть использована в задаче анализа унификации сечений кабелей до 1000 V. При унификации сечений кабелей возникает необходимость изучения зависимости стоимости электромонтажных работ кабельных линий от количества сечений, принимаемых вдоль линий.

Это объясняется следующими факторами:

1. Применение широкой номенклатуры стандартных сечений приводит к усложнению электромонтажных работ и соответствующих им вспомогательного оборудования.

2. Применение ограниченного количества укрепленных сечений приводит к росту стоимости электромонтажных работ за счет увеличения веса кабелей, стоимости оборудования для монтажа и т.п.

Указанные положительные и отрицательные последствия унификации сечений при монтаже кабельных линий должны быть отражены в технико-экономической модели стоимости электромонтажных работ.

Для математического описания стоимости электромонтажных работ используются удельные стоимости электромонтажных работ в зависимости от сечения кабелей.

При указанных выше допущениях идеализированного построения распределительных сетей технико-экономическая модель стоимости электромонтажных работ КЛ до 1000 V в функции от числа применяемых сечений в общем виде составляет:

$$K_m = K_{м(1)} \cdot \delta^{-0,75} \cdot S_{ТП(y)}^{0,75} \cdot M^{0,5} + K_{м(2)} \cdot \delta^{-0,19} \cdot S_{ТП(y)}^{0,19} \cdot M^{1,06} \cdot F_2 + K_{м(3)} \cdot \delta^{-1,38} \cdot S_{ТП(y)}^{1,38} \cdot M^{-0,13} \cdot F_2 N^{-1}_F, \quad (3)$$

где $K_{к(1)}$, $K_{к(2)}$, $K_{к(3)}$ – коэффициенты, которые являются исходными данными для данной задачи.

Как видно из (3), полученная технико-экономическая модель электромонтажных работ отражает только отрицательную сторону унификации сечений; при этом положительная сторона унификации в моделях не фигурирует.

Это объясняется тем, что положительные последствия унификации сечений кабелей при монтаже КЛ оказалось невозможным выразить в стоимостных показателях, так как в литературе не существуют таких данных.

Поэтому в дальнейшем оговаривается, что в технико-экономической модели электромонтажных работ (3) математически не отражены положитель-

ные эффекты унификации сечений при монтаже кабелей. Стоимость строительных работ является одной из составляющих капитальных затрат на КЛ до 1000 V.

Она определяется в основном затратами на сооружение строительной части кабельных линий (траншея, канал и т.п.). Так как кабельные линии до 1000 V в пределах жилых районов в основном сооружаются в траншеях, то ограничимся только рассмотрением строительных работ при указанной прокладке.

Удельная стоимость строительных работ при прокладке кабелей зависит от количества кабелей в траншеях, от качества и состояния грунта и т.п. Данная стоимость не зависит от сечений кабелей, следовательно, и от количества сечений кабелей. При идеализированном построении РС и в предположении, что участки кабельных линий до 1000 V, отходящие от ТП имеют равную длину, стоимость строительных работ при сооружении КЛ до 1000 V в пределах одной ТП составляет:

$$K_{стр} = K_{стр}(1) \cdot \delta - 0,75 \cdot S_{0,75TP(y)} \cdot M_{0,5}, \quad (4)$$

где $K_{стр}(1)$ – коэффициент, который является исходным данным для данной задачи. Полученная технико-экономическая модель строительных работ при прокладке кабелей до 1000 V в пределах одной ТП в зависимости от основных показателей указанных сетей в дальнейшем может быть использована для получения полной стоимости КЛ до 1000 V.

Потери электрической энергии рассматриваются как один из критериев выбора оптимального количества применяемых сечений жил кабелей. Кроме того, они являются одной из основных составляющих приведенных затрат на распределительные электрические сети до 1000 V.

При произвольном распределении нагрузки вдоль линии и при применении кабелей различных сечений, число которых определяется числом участков по длине распределительной линии до 1000 V, математическая модель потерь электроэнергии в линиях до 1000 В одной ТП в общем виде составляет:

$$\Delta \mathcal{E} = \Delta \mathcal{E}(1) \delta - 1,46 \cdot S_{2,46TP(y)} \cdot M - 1,21 \cdot F - 12N_{0,3F}, \quad (5)$$

где $\Delta \mathcal{E}(1)$ – коэффициент, который является исходным данным для данной задачи. Как следует из исходных положений, унификации сечений и (5) унификация сечений кабелей приводит к снижению потерь электроэнергии в КЛ до 1000 V, причем наибольшее снижение потерь электроэнергии можно достичь при глубокой унификации сечений (один или два сечения), что является одним из основных преимуществ данного принципа формирования линий.

Полученная математическая модель потерь элек-

троэнергии в сетях до 1000 V одной ТП, непосредственно связывающие их с количеством применяемых сечений кабелей, используются для составления комплексной технико-экономической модели РС до 1000 V и при многокритериальной унификации сечений кабелей.

Затраты на эксплуатацию КЛ являются основным экономическим показателем эксплуатации городских электрических сетей. В связи с этим необходимо рассмотрение стоимости эксплуатационных работ на КЛ в зависимости от количества применяемых сечений кабелей.

Это объясняется тем, что применение большого количества сечений кабелей приводит к определенному усложнению и удорожанию эксплуатации из-за повышенных объемов складских резервов кабелей, то же – при проведении ремонтных работ и т.д.

Вышеуказанные факторы правильно отражаются в технико-экономической модели эксплуатационных работ в том случае, если технико-экономическая модель стоимости эксплуатационных работ по КЛ до 1000 V в пределах одной ТП определяется по формуле:

$$I = I(1) \cdot \delta - 0,75 \cdot S_{0,75TP(y)} \cdot M_{0,5} + I(2) \cdot \delta - 0,19 S_{0,19TP(y)} \cdot M_{1,06} \cdot F_2 + I(3) \delta - 1,38 \cdot S_{1,38TP(y)} \cdot M - 0,13 \cdot F_2 N - 1F, \quad (6)$$

где $I(1)$, $I(2)$, $I(3)$ – обобщенные коэффициенты, которые являются исходными данными для данной задачи.

С учетом комплексных технико-экономических моделей капитальных затрат (2), (3), (4), затрат по эксплуатации (6) и потерь электроэнергии (5) получается комплексная технико-экономическая модель затрат РС до 1000 V в пределах одной ТП:

$$Z = 3(1) \cdot \delta - 0,75 \cdot S_{0,75TP(y)} \cdot M_{0,5} + 3(2) \cdot \delta - 0,19 S_{0,19TP(y)} \cdot M_{1,06} \cdot F_2 + 3(3) \delta - 1,38 \cdot S_{1,38TP(y)} \cdot M - 0,13 \cdot F_2 N - 1F + 3(4) \delta - 0,46 \cdot S_{2,46TP(y)} \cdot M - 1,21 \cdot F - 12N_{0,3F}, \quad (7)$$

где $3(1)$, $3(2)$, $3(3)$, $3(4)$ – обобщенные коэффициенты, которые являются исходными данными для данной задачи.

В (7) комплексно-оптимизируемыми параметрами являются количества применяемых сечений кабелей до 1000 V, сечения головных участков линий до 1000 V и числа отходящих от ТП линий до 1000 V, по которым имеются конкурирующие эффекты.

Полученная комплексная технико-экономическая модель затрат на РС до 1000 V используется при определении экономически целесообразного количества применяемых сечений кабелей до 1000 V. Кроме того, она применяется в качестве основного критерия при многокритериальном решении задач унификации сечений кабелей и при учете неопределенности исходной информации.

ЭКОНОМИЧЕСКАЯ ОЦЕНКА ПРИ ВЫБОРЕ ТЕХНИКИ И ТЕХНОЛОГИИ РАЗРАБОТКИ ПОЛОГОЗАЛЕГАЮЩЕГО ДВУХПЛАСТОВОГО МЕСТОРОЖДЕНИЯ

Хакимов Ш.И., доцент кафедры «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук

Uskunalar ko'rsatkichlari va jinslarni qoplab turgan quvvatning oshib borishi vaqtida ko'p qatlamli og'ma nishabli konlarni ishlab chiqishning transportsiz, transportli-otvalli va transportli texnologik sxemasini ko'rsatgichlarini bog'lab boruvchi iqtisodiy-matematik modeli ishlab chiqilgan. Tadqiqotlar natijasida ekskavator-avtomobil texnologik sxemasi ko'proq foydali ekanligi aniqlandi.

Developed economic and mathematical models linking options without transport, conveyor and transport technology of multilayer circuits working off gently sloping fields with increasing time capacity overburden and equipment parameters. Studies have found that the most effective excavator-car flowsheet.

Многообразие задач и важность учета специфических условий разработки конкретного месторождения при выборе техники и технологии, а также оптимизации параметров технологических схем и карьера в целом требуют особого подхода и тщательного выбора соответствующих критериев экономической оценки. В экономической практике известно довольно много различных показателей, применяемых в качестве критериев оценки эффективности производства [1-4]. Во всяком случае, наиболее обобщающим показателем сравнительной экономической эффективности выбора новой техники и технологии остается минимум удельных затрат, который выражается в виде:

$$P_{уд.} = C + E_n \cdot K_{уд} \rightarrow \min, \quad (1)$$

где C – удельные эксплуатационные затраты, у.е./м³;

E_n – норматив эффективности капитальных вложений, дол. ед.;

$K_{уд}$ – удельные капитальные затраты, тыс. у.е./м³.

Расчет экономических показателей выполнен согласно данным институтов «ВНИПИ протехнологии» и «O'zGEORANGMETLITI», принятым в предпроектных решениях по выбору технологии ведения вскрышных работ на карьере Ташкура, а также по справочникам. На рис. 1 приведена номограмма удельных затрат по технологическим схемам, рассмотренным для условий участка Ташкура.

Сопоставление вариантов по удельным приведенным затратам показывает, что наименьшие удельные затраты характеризуют вариант технологической схемы с разработкой вскрышных уступов циклическими экскаваторами RH-170 в сочетании с автосамосвалами МТ-3300 при параллельном расположении фронтов горных работ (вариант 3а).

Затем следует вариант технологических схем с разработкой внешней вскрыши роторным экскаватором ЭРП-5250 в комплексе с отвалообразователем ОШР-4590 и междупластьями роторным экскаватором ЭРП 1250/1.16 в комплексе с отвалообразователем

ОШР-4500/90 по транспортно-отвальной схеме (вариант 2е).

Менее экономичны бестранспортные технологические схемы с разработкой вскрышных уступов экскаватором-драглайном типа ЭШ-25/125 (вариант 1а) и экскаватором-драглайном ЭШ-40/130 (вариант 1б). При сравнении эффективности вариантов с неизменной производственной мощностью и одинаковым качеством продукции данный критерий считается вполне достаточным для решения задач любого уровня. Однако при пологом залегании пластов распределение объемов вскрыши по годам отличается, что в



Рис. 1. Номограмма для оценки технологических схем по удельным приведенным затратам при постоянном ежегодном объеме вскрыши: 1а - драглайн ЭШ25/125; 1б - драглайн ЭШ40/130; 2а - экскаватор ЭРШР-5000, отвалообразователь ОШР - 5000/190; 2б - экскаватор SChRS 1760/5.30, отвалообразователь AP 4400/140; 2в - экскаватор SRS 2000/6.33, отвалообразователь AP 4400/140; 2г - междупластье: экскаватор- SRS 400/1.14, отвалообразователь - AP 2500/70; внешняя вскрыша: экскаватор SRS 1000/1.20, отвалообразователь AP3800/90; 2д - междупластье: - экскаватор SChRS 700/1.16, отвалообразователь AP 3000/80, внешняя вскрыша: экскаватор SChRS 750/5.28, отвалообразователь AP4200/90; 2е - междупластье: экскаватор ЭРП1250/1.16, отвалообразователь ОШР4500/90, внешняя вскрыша: экскаватор ЭРП5250, отвалообразователь ОШР-4590; 3а - экскаватор RH 170 ($V_k=18 \text{ м}^3$), автосамосвал МТ 3300 ($r/n = 150 \text{ т}$); 3б: экскаватор RH 170 ($V_k=18 \text{ м}^3$), автосамосвал МТ 3300 ($r/n=150 \text{ т}$)

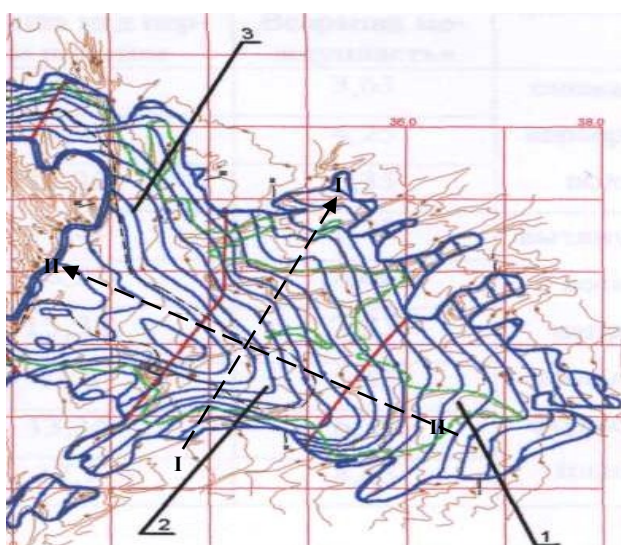


Рис. 2. Характерный план смежных участков 1, 2 и 3 с изогипсами поверхности и почвы вскрыши и пластов

значительной мере приводит к изменению величины капиталовложений и эксплуатационных затрат.

В данном случае требуется решение динамических задач по оценке эффективности производства по формуле:

$$Z_{\text{уд.пр}} = \frac{K \cdot E_n + \Xi}{A_g}, \quad (2)$$

где A_g - годовая производительность карьера по вскрыше, тыс. $\text{м}^3/\text{год}$;

$$A_g = A_p \cdot K_g = A_p \cdot \frac{\sum H_g}{\sum h_p}, \quad (3)$$

A_p - годовая производительность карьера по руде, тыс. $\text{м}^3/\text{год}$;

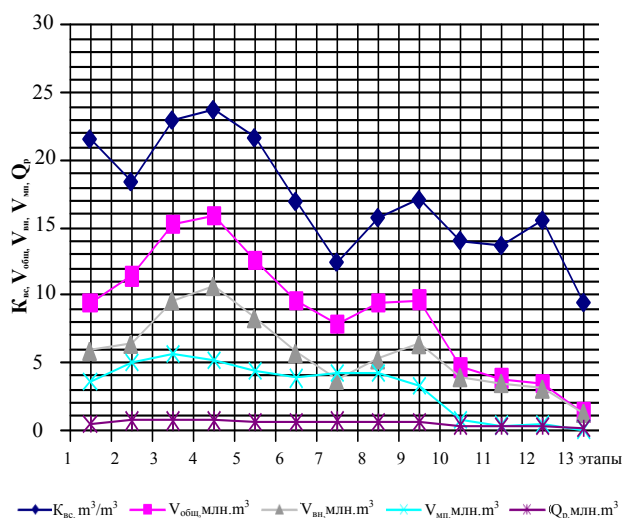


Рис. 3. Календарный график режима горных работ по направлению I-I смежных участков 1, 2 и 3: $K_{\text{вс}}$ - средний коэффициент вскрыши; $V_{\text{общ}}$ - общий объем вскрыши; $V_{\text{вн}}$ - объем внешней вскрыши; $V_{\text{мп}}$ - объем пород междупластья; Q_r - объем руды

$K_{\text{в}}$ - коэффициент вскрыши, $\text{м}^3/\text{м}^3$;
 $\sum H_{\text{в}}$, $\sum h_p$ - соответственно суммарные мощности вскрыши и руды, м ;

K - размер капитальных вложений, тыс. долл. США/год;

Ξ - размер эксплуатационных расходов, тыс. у.ед./год,

$$\Xi = M + AO + Tr + 3П + CC, \quad (4)$$

M - материальные затраты;

AO - амортизационные отчисления;

Tr - текущий ремонт;

$3П$ - заработная плата;

CC - страхование.

С целью выбора технологических схем и составления календарного плана карьера Ташкура при увеличении его мощности до 3600 тыс. т руды в год была исследована изогипса поверхностей кровли и почвы вскрыши и полезного ископаемого.

По сложности и горнотехническим особенностям месторождение разделено на 9 участков, из которых благоприятными для сравнения всех рассматриваемых технологических схем являются смежные участки 1, 2 и 3.

Остальные участки с незначительными запасами и не выдержанными в плане размерами пригодны для разработки только экскаваторно-автомобильными комплексами.

Анализ распределения объемов руды и вскрыши выполнен по двум направлениям I-I и II-II показан на рис. 2.

Календарные графики работ, построенные на этой основе, показывают, что распределение объемов руды, пород внешней вскрыши и междупластья даже на этих участках нестабильно и по этапам имеет значительные колебания.

Так, в первом случае, показанным на рис. 3, на начальном этапе разработки объем вскрыши недостаточен для применения высокопроизводительной техники.

Затем он резко возрастает и на последующих этапах резко снижается, что обуславливает необходимость регулирования темпа развития горных работ.

Наибольшие затруднения возникают при отработке внешней вскрыши, при которой годовые колебания

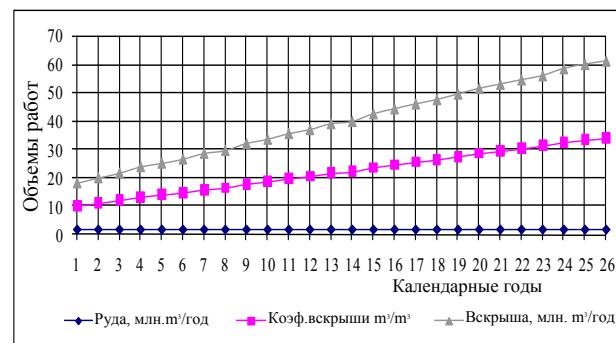


Рис. 4. Календарный график горных работ по направлению II-II смежных участков 1, 2 и 3

достигают значений от 8 до 15 млн. м³/год при резком изменении высоты вскрышного уступа, которая может достигать 28 м при наиболее часто встречающихся значениях 10-16 м.

Во втором случае (рис. 4) из-за пологого падения пластов мощность вскрышных пород и ежегодные объемы вскрышных работ постоянно растут.

На рис. 5 представлены графики изменения удельных затрат по технологическим схемам в зависимости от годовых объемов вскрышных работ, выполненные согласно данных календарных графиков.

Расчет необходимого количества комплексов по технологическим схемам произведен по формуле:

$$N_k = A_v / Q_k. \quad (5)$$

Увеличение удельных затрат на транспортировку при экскаваторно-автомобильных комплексах в связи с постепенным ростом глубины карьера определено по формуле:

$$z_{тр} = \frac{C_{ткм} \cdot H_k \cdot \gamma}{1000 \cdot i_p} = \frac{C_{ткм} \cdot \gamma \cdot K_v \cdot h_p}{1000 \cdot i_p}. \quad (6)$$

Анализ результатов расчетов показывает, что применение бестранспортной и транспортно-отвальной технологии, требующих приобретения мощного оборудования в условиях карьера Ташкура становится конкурентоспособным с транспортной технологией соответственно через 30-35 и 16-17 лет после начала горных работ. Это свидетельствует о том, что на начальном этапе работ амортизационный срок мощного оборудования будет использоваться неэффективно из-за несоответствия параметров карьера возможностям техники.

Выводы:

1. Разработаны экономико-математические модели, увязывающие параметры бестранспортной, транспортно-отвальной и транспортной технологических схем обработки многопластовых пологопадающих

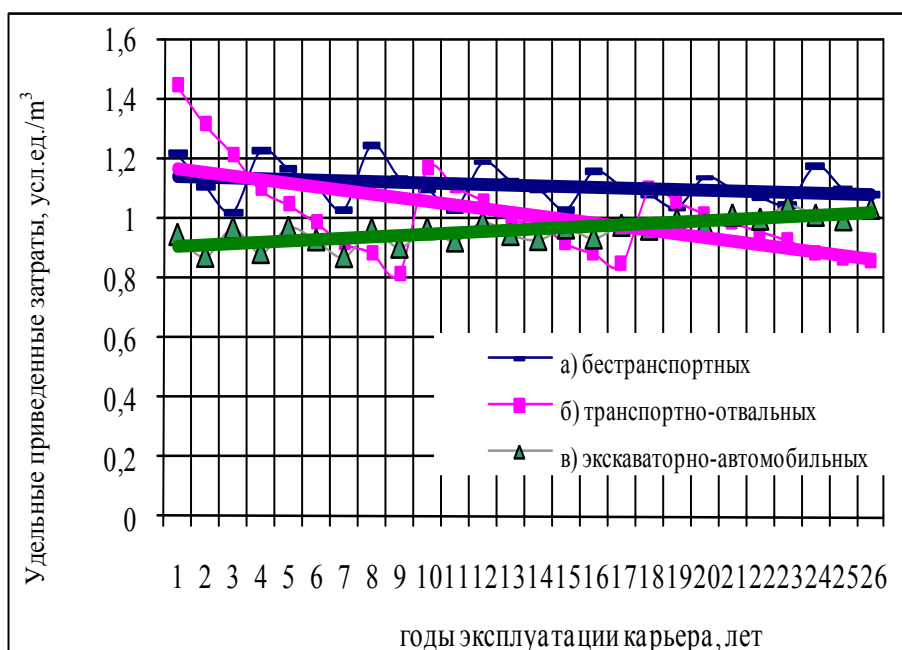


Рис. 5. Изменение удельных затрат на разработку вскрышных пород во времени при разнотехнологии горных работ и ежегодном увеличении объемов вскрышных работ

месторождений с увеличивающейся во времени мощностью покрывающих пород и параметрами оборудования.

2. При ведении открытых горных работ на многопластовых пологопадающих месторождениях малой мощности выбор технологической схемы осуществлен на основе сравнения изменения удельных затрат во времени. Исследованиями установлено, что использование бестранспортной и транспортно-отвальной технологических схем не эффективно в сравнении с экскаваторно-автомобильной из-за недоиспользования своих технологических возможностей.

3. Исследованиями установлено, что экскаваторно-автомобильная технологическая схема разработки многопластовых месторождений малой мощности характеризуется отсутствием жестких взаимосвязей между параметрами технологических схем и оборудованием.

4. Установлено, что в условиях месторождения «Ташкура» следует принять транспортную технологию с экскаваторно-автомобильными комплексами.

Список литературы:

1. Леонов Е.Р., Ефремовцев Н.Н. и др. Сравнительная оценка технологических схем добычи руды на фосфоритовых карьерах ПО «Чилисай». // Горный журнал. № 9, 1992. С.16-18.
2. Разниченко С.С., Подольский М.П., Ашихмин А.А. Экономико-математические методы и моделирование в планировании и управлении горным производством. М.: Недра, 1981.
3. Таран В.И. Исследование параметров горных работ при применении роторных комплексов на пологопадающих месторождениях. Автореф.... канд. дис. М., МГИ, 1972.
4. Финадеев П.А. Исследование технологии открытой разработки многопластовых месторождений горизонтального и пологого залегания. Автореф....канд. техн. наук. М.: МГИ, 1972.

ФАКТОРЫ УЛУЧШЕНИЯ КАЧЕСТВА ЭКОЛОГИЧЕСКОЙ БЕЗОПАСНОСТИ И ЗАЩИТЫ ОКРУЖАЮЩЕЙ СРЕДЫ

Андреева И.Г., начальник ЦЛКУТ, ООС и РИПР Северного рудоуправления НГМК; **Крузер А.В.**, заместитель начальника ЦЛКУТ, ООС и РИПР Северного рудоуправления НГМК; **Зеленина Е.В.**, руководитель группы ХИВ ЦЛКУТ, ООС и РИПР Северного рудоуправления НГМК

O'zbekiston Respublikasida ekologiya xavfsizligi va barqarorligini ta'minlash uchun davlat hokimiyati va boshqaruvi organlarining izchil tizimi tashkil qilindi, ekologik nazoratni amalga oshirishga yo'naltirilgan va qonunlarga amal qilish nazorati, belgilangan normalar va sanitariya me'yorlariga oid qonun xujjatlari qabul qilindi. Shimoliy kon boshqarmasi bo'linmalarida tabiatni muhofaza qilish qonunchiligiga amal qilish nazorati tabiatni qo'riqlash mehnat sharoitlarini nazorat qilish, atrof muhitni qo'riqlash va tabiiy resurslardan ratsional foydalanish Markaziy laboratoriyasi tomonidan amalga oshiriladi.

To ensure environmental security and stability in the Republic of Uzbekistan to create a harmonious system topic of public authorities, acts adopted legislation aimed at carried ample of environmental control and supervision of compliance with legislation, health regulations and regulatory Islands. Monitoring compliance by the Northern Mining Administration of environmental legislation by the Central Laboratory monitoring of working conditions, environmental protection and rational use of natural resources.

Сегодня вопросы экологии, защиты окружающей среды выдвигаются на первый план среди глобальных приоритетов мирового сообщества. Осознание того, что сохранение и оздоровление среды обитания являются неотъемлемыми условиями устойчивого развития, качества жизни людей, в целом – будущего нашей цивилизации прочно утвердилось в международной повестке дня.

Принципиально важным для Узбекистана является необходимость достижения устойчивого баланса между сохранением окружающей среды и экономическим развитием. Радует и то, что на государственном уровне вопросы экологии, охраны окружающей среды рассматриваются как традиционные, а не экстраординарные. Для обеспечения экологической безопасности и устойчивости в Республике Узбекистан принимаются меры по совершенствованию процесса охраны окружающей среды, стабилизации экологической ситуации. Создана стройная система органов государственной власти и управления, приняты акты законодательства, направленные на осуществление экологического контроля и надзора за соблюдением законодательства, санитарных норм и нормативов.

Государственному комитету по охране природы Республики Узбекистан выделена роль специально уполномоченного надведомственного и координирующего органа, осуществляющего государственный контроль и межотраслевое управление в области охраны природы, использования и воспроизводства природных ресурсов. Изменения, происходящие в экономической и социальной жизни населения республики, являются толчком к совершенствованию законодательства, разработке новых законов и подзаконных актов. В настоящее время в Узбекистане действуют 15 законов, непосредственно регулирующих отношения в области охраны и рационального использования природных ресурсов, и более 20 – с вклю-

ченными природоохранными нормами. Основными из них являются законы Республики Узбекистан «Об охране природы», «О воде и водопользовании», «Об охране атмосферного воздуха», «О недрах», «О лесе», «Об отходах», «Об охраняемых природных территориях», «Об охране и использовании животного мира», «Об экологической экспертизе», «О государственном санитарном надзоре».

Достигнуты определенные успехи в снижении загрязнения воздушного бассейна в результате осуществления мер по сокращению вредных выбросов в атмосферу на крупнейших предприятиях республики в гг. Алмалык (АГМК), Бекабад (АПО «Узметкомбинат»), Навои (Цемкомбинат, НГМК) за счет строительства и реконструкции систем пылегазо-улавливания и очистки цехов и производств. Одним из мероприятий, которое направлено на снижение загрязнения атмосферного воздуха от передвижных источников, является осуществление государственного контроля токсичности и дымности отработавших газов двигателей автомобилей, в рамках которого, согласно совместному приказу Госкомприроды, МВД и Минздрава, ежегодно в два этапа по всей территории страны проводится операция «Чистый воздух». В ходе операции проверяется экологическое состояние автотранспортных предприятий, автозаправочных станций и станций технического обслуживания, а также авторемонтных заводов. В республике продолжается работа по переводу автотранспортной техники на альтернативные виды топлива. В настоящее время успешно проводится переоборудование автотранспортных средств на сжатый природный газ и сжиженный нефтяной газ. Так, в ходе реализации Программы 2008–2012 гг. организациями и предприятиями осуществлен перевод на газовое топливо более 40 тыс. единиц автотранспортных средств, выбросы загрязняющих веществ в атмосферу сокращены на

24,05 тыс. т.

Продолжаются работы по ведению государственных кадастров охраняемых природных территорий, современного состояния животного и растительного мира, мест захоронения и утилизации отходов, а также водных объектов на охраняемых природных территориях Республики Каракалпакстан. Одной из важных национальных программ по охране окружающей среды является национальная программа по прекращению использования озоноразрушающих веществ (ОРВ). Координацию действий по выполнению данной программы осуществляет Офис по управлению замещения, созданный при Госкомприроды РУз. Для обеспечения прогресса в достижении поэтапного отказа от ОРВ в Республике Узбекистан принят ряд постановлений Кабинета Министров Республики Узбекистан, которыми введены запреты на ввоз и вывоз ОРВ и продукции, их содержащей, со странами, не являющимися сторонами Венской конвенции и Монреальского протокола. Запрещен ввоз в Республику Узбекистан холодильного оборудования и установок кондиционирования воздуха с использованием ОРВ, имеющих высокую озоноразрушающую способность, введены квоты на ввоз в Республику Узбекистан переходных ОРВ или ГХФУ на период 2005–2030 гг.

Одним из решающих факторов улучшения качества окружающей среды и предотвращения экологических проблем является повышение осведомленности и информированности населения, развитие экологического образования и воспитания. В этих целях проводятся семинары по экообразованию, готовятся рекомендации по организации экологического образования для учеников различных классов. В целях реализации Стратегии европейской экономической комиссии ООН по экологическому образованию для устойчивого развития разработаны проекты Концепции и Национального плана действий по ОУР в Республике Узбекистан. Экологическое равновесие в пустынных регионах республики особенно хрупко. Нарушение почвенно-растительного покрова, загрязнение грунтовых вод, атмосферы неблагоприятно сказываются на животном и растительном мире.

В НГМК уделяется значительное внимание вопросам экологии. Вся история создания и развития горнодобывающей промышленности Центральных Кызылкумов неразрывно связана с разработкой и внедрением новейших, по существу, революционных технологий. Глубокий научный анализ и нетрадиционные способы решения сложнейших технических проблем были и остаются главными принципами работы инженерного корпуса НГМК. В Северном рудоуправлении НГМК основными загрязнителями природной среды являются:

- гидрометаллургическое производство ГМЗ-3 и хвостохранилище;
- рудники открытой добычи золотосодержащих руд Восточный и Даугызтау;
- цех производства серной кислоты;
- геотехнологический рудник по добыче уранового сырья;
- котельные «Энергослужбы», служащие для подачи тепловой энергии населению и

подразделениям рудоуправления.

Контроль соблюдения природоохранного законодательства в рудоуправлении осуществляется Центральной лабораторией контроля условий труда, охраны окружающей среды и рационального использования природных ресурсов (ЦЛКУТ, ООС и РИПР), основными задачами которой являются:

- контроль соблюдения санитарно-гигиенических условий труда на рабочих местах, состоянием окружающей среды и источниками ее загрязнения, включая жидкие, твердые и газообразные отходы, выбросы промышленных и социально-бытовых объектов;
- разработка рекомендаций и мероприятий по улучшению санитарно-гигиенических условий труда, охране труда, охране окружающей среды на основе анализа наблюдений и результатов аналитического контроля; соблюдением их исполнения;
- проведение контроля динамики и химического состава подземных и вновь сформированных в результате хозяйственной деятельности предприятия грунтовых вод.

В соответствии с основными задачами ЦЛКУТ, ООС и РИПР обеспечивает плановый и оперативный контроль за:

- содержанием вредных химических веществ в воздухе рабочих помещений, на открытых производственных площадках и территориях подразделений рудоуправления, в санитарно-защитной зоне и зоне наблюдения;
- уровнями шума, вибрации, освещенности, микроклимата и другими физическими производственно-вредными факторами;
- эффективностью работы газо-пылеулавливающих и рекуперационных установок, фильтрующих и очистных устройств;
- выполнением указаний, приказов и нормативно-технических документов вышестоящих организаций, органов государственного надзора, планов и мероприятий по улучшению условий труда в подразделениях рудоуправления.

Группой физических и дозиметрических методов исследований ЦЛКУТ, ООС и РИПР совместно со специалистами аккредитованной в Агентстве «Узстандарт» лабораторией ООС и РДК ЦНИЛ НГМК проводится радиационный контроль на участках ПВ геотехнологического рудника, а также в зоне наблюдения гор. Учкудук и пос. Шалкар. Ежегодный расчёт эффективной дозы облучения населения и персонала по итогам последних лет

Таблица 1

Результаты радиационного контроля

Наименование места наблюдения	Суммарная эффективная доза облучения, мЗв/год			Техногенная эффективная доза облучения, мЗв/год		
	2009 г.	2010 г.	2011 г.	2009 г.	2010 г.	2011 г.
Гор. Учкудук	1,29	1,27	1,47	0,45	0,41	0,70
Пос. Шалкар	1,23	1,19	1,59	0,39	0,34	0,82

показал, что предел дозы облучения среди населения и персонала остаётся неизменным и не превышает допу-

стимых уровней (табл. 1). Забота об экологии с целью сделать прекрасную цветущую Землю чистой должна

УДК 504.05/.06

© Музафаров А.М., Темиров Б.Р., Саттаров Г.С. 2013 г.

ОЦЕНКА ТЕХНОГЕННЫХ ЭКОЛОГИЧЕСКИХ И РАДИОЭКОЛОГИЧЕСКИХ ФАКТОРОВ В ЗОНЕ ДЕЯТЕЛЬНОСТИ НГМК

Музафаров А.М., инженер ЦНИЛ НГМК; **Темиров Б.Р.**, ведущий инженер службы ООС НГМК; **Саттаров Г.С.**, профессор кафедры «Металлургия» НГПИ, докт. техн. наук

Ilmiy tadqiqot ishlari natijalari asosida regiondagi radiatsiya sharoiti belgilargan normalarga mos keladi. Sanoatlashtirilgan korxona va uran ushlab chiqarish sanoatida xizmat qiloyatgan ishchi va xodimlar uchun yillik effektiv dozasi SanPiN-0193-06 normativ bilan aniqlanadi.

The conducted researches it is established, that the radiation situation in the region meet the established standards. Annual effective dose for the personnel working at industrial sites of uranium production and for the population in surrounding areas, does not exceed the values set out in SanPiN-0193-06.

Навоийский ГМК, начиная с 1961 г., производит добычу и переработку урана и золота из месторождений, размещённых на территориях Навоийской, Бухарской, Самаркандской и Джизакской областей [1, 2].

Величина техногенного вклада при добыче и переработке урана и золота на природу оценивается методом анализа почв, воздуха, растений, питьевых, сточных и подземных вод на промышленных площадках, в населённых пунктах и в наблюдательных точках на прилегающих территориях к источникам загрязнений окружающей среды. [3-6]. В среде загрязнителей окружающей среды особое место занимают вредные, токсичные, радиоактивные загрязнители и их соединение в почве, воздухе, растениях, питьевых, сточных и подземных водах. Кроме этого, на уранодобывающие и перерабатывающие предприятия нормативными документами регламентируются периодическое проведение радиационно-дозиметрического контроля [7].

В период 1961-1993 гг. добыча урановых руд осуществлялась открытыми и шахтными способами в Северном и Южном рудоуправлениях НГМК. Добываемая урановая руда транспортировалась для переработки в г. Навои на ГМЗ-1, откуда радиоактивные хвосты переработки сбрасывались на хвостохранилище, размещённое в 5 km в стороне запада от завода.

В 1993-94 гг. все урановые рудники и карьеры были выведены из эксплуатации и с этого момента НГМК добывает уран только подземным выщелачиванием (ПВ) - наиболее экономичным и одновременно экологически безопасным способом.

В настоящей работе оценены техногенные экологические и радиоэкологические факторы в зоне деятельности НГМК.

Экологический контроль деятельности комбината. Во всех подразделениях НГМК имеются лаборатории (в том числе аккредитованные в Агентстве «Узстандарт» на техническую компетентность): в Центральном рудоуправлении - Центральная лаборатория контроля условия труда и охраны окружающей среды, Центральная лаборатория гамма-активационного анализа, в Северном рудоуправлении - Центральная лаборатория контроля условий труда, охраны окружающей среды и рациональное использование природных ресурсов, в Южном рудоуправлении и в РУ-5 - Центральная физико-химическая лаборатория, в Рудоуправлении ГМЗ-1 - группа контроля условий труда, в Объединенной энергетической службе НГМК - Химико-бактериологическая лаборатория, в Центральном санитарно - эпидемиологическом надзоре медсанотдела НГМК - санитарно-гигиеническая лаборатория. Все они ведут непрерывную работу по контролю за состоянием окружающей среды.

Методический контроль деятельности вышеперечисленных лабораторий осуществляет Лаборатория охраны окружающей среды и радиационно-дозиметрического контроля Центральной научно-исследовательской лаборатории (ЛООС и РДК ЦНИЛ), имеющая свидетельство об аккредитации на техническую компетентность, выданное Агентством «Узстандарт» UZ.AMT.07.MAI №755 от 11.01.2010 г. без ограничения срока действия и в соответствии с требованиями ИСА Уз по O'z DSt ISO/IEC

17025:2007. В течение последних 20 лет ЛООС и РДК ЦНИЛ проводит систематический контроль следующих ингредиентов:

- **в почве:** отбор проб почвы на глубине 0-0,5 м на месте измерения мощности эквивалентной дозы гамма-излучения (МЭД), затем в лабораторных условиях измерение суммарной удельной активности альфа-излучений $A_{\text{эфф}}$ почв, растений и строительных материалов, удельную активность естественных радионуклидов K^{40} , Ra^{226} , урана (природный), Th^{232} гамма-спектрометрическим методом.

- **в воздухе:** определение концентраций пыли весовым методом, HCN , NH_3 , NO_2 , SO_2 , H_2S , H_2SO_4 , Pb , P_2O_5 фотокolorиметрическим методом, объемной активности радона, тарона, мощности экспозиционной или эффективной дозы (МЭД) в рабочих помещениях и оборудовании радиометрами СРП-68 или дозиметрами-радиометрами ДКС-96, определение объемной активности радона (ОАР) в атмосферном воздухе населенных пунктов и в воздухе рабочей зоны в помещениях прибором ALPHA-GUARD, определение эквивалентной равновесной объемной активности дочерних продуктов распада радона (ЭРОА) в атмосферном воздухе населенных пунктов, в воздухе рабочей зоны и в помещениях приборами «Поиск» и радон-WL-метр, долгоживущих альфа-нуклидов (ДАН) в атмосферном воздухе населенных пунктов, в воздухе рабочей зоны и в помещениях с отбором проб на аспирационные фильтры, мощности гамма-излучения в непрерывном режиме для контроля выброса аэрозолей в атмосферу.

- **в питьевых, сточных и подземных водах:** сухой остаток, взвешенные вещества, pH, нефтепродукты и анионы Cl^- , NO_2^- , NO_3^- , CO_3^{2-} , HCO_3^- , SO_4^{2-} , катионы Ca , Mg титриметрическим методом, Si^+ , F^+ , As^+ , Mo^+ , Al^+ фотокolorиметрическим методом, нитриты, K , Na , $Fe_{\text{общ}}$, Cu , Mn , Pb , Co , Ni , Zn , Cr атомно-абсорбционным методом, отбор проб воды и определение в них естественного урана, радия-226, полония-210, тория-232, радона эманационным методом и суммарной альфа и бета активности.

На основе полученных результатов измерения загрязненности альфа-нуклидами поверхностей промышленного оборудования и помещений, специальных машин, приборами ДКС-96 рассчитывается годовая техногенная эффективная доза для персонала и для населения. Кроме вышеперечисленных измерений, немаловажную роль играет систематическое определение величины радиозоологических факторов, связанных с деятельностью уранодобывающих предприятий и существенно влияющих на радиозоологическую стабильность и чистоту окружающей среды, а именно:

- величина радиоактивных выбросов в атмосферу при прокатке готовой продукции урана;

- экологические факторы, связанные с хранением забалансовой урансодержащей руды в отвалах,

на участках ПВ урана, а также отработанных отходов в хвостохранилищах;

- вероятность загрязнения подземных вод техногенными соединениями;

- рациональные варианты рекультивации отработанных участков ПВ урана.

Контроль за радиозоологической обстановкой в урановом производстве. Объем выбрасываемого в атмосферу воздуха из вентиляционных систем цехов ГМЗ-1, перерабатывающих золотое и урановое сырье, может достигать $700 \text{ м}^3/\text{мин}$. Особенно велика опасность загрязнения воздуха в отделениях дробления в случае добычи золота, а также в отделении затаривания и прокатки готовой продукции - в случае урана. Это требует применения самых эффективных инженерных решений для максимального предотвращения пылеобразования в рабочей атмосфере цехов и тем более во внешней среде.

Как известно, для оценки воздействия излучений радиоактивных веществ на здоровье работающего персонала и населения требуется систематический контроль в окружающей среде (атмосферном воздухе, водоемах и почвах и т.д.). Поскольку производство урана связано с переработкой радиоактивных материалов, это является наиболее важным и предопределяющим фактором. В развитии горнорудной промышленности, где ведется переработка радиоактивных руд, актуальной является оценка значений естественного радиационного гамма-фона территорий действующих уран-перерабатывающих заводов. С этой точки зрения на территории ГМЗ-1 проведено непрерывное измерение γ -фона (значения мощности гамма-излучения приведены в $\mu\text{г}/\text{час}$.) в течение пяти лет с частотой замера 10 мин. с использованием специальной установки, разработанной ИЯФ АН РУз. Из спектра значений естественного гамма-фона видно, что число импульсов в единичных случаях, но не периодически, увеличиваются от двух до шести раз, чем величина фоновых значений. Эти увеличения связаны с природными и техногенными явлениями.

Явное увеличение фона связано с направлением ветра, дующего со стороны хвостохранилища ГМЗ-1, где накапливаются радиоактивные отходы. Это явление заметно в летнее-осенний период. Кроме того, аномальное значение радиационного фона обусловлено также условиями прокатки готовой продукции урана. Известно, что ПДК урана в воздухе рабочей зоны составляет $0,088 \text{ мг}/\text{м}^3$, в промышленных газовых выбросах ПДВ - $6,0 \text{ мг}/\text{с}$. Оценочный коэффициент качества - K определяется соотношением содержания урана в воздухе и концентрации элементов по значению ПДК. Для оценки устойчивой безопасной работы цеха прокатки готовой продукции урана ГМЗ-1 проведены анализы фракционного состава радиоактивной пыли в воздухе рабочей зоны, так как определение концентраций вредных компонентов выбросных газов и полное их

улавливание является актуальной задачей охраны окружающей среды.

Известно, что крупнодисперсные частицы менее подвижны, чем мелкодисперсные. В связи с этим представляет интерес ликвидация попадания мелкодисперсных частиц (аэрозолей) в окружающую среду, так как время их нахождения в воздухе наиболее длительное. Использование фильтров изготовленных в объединенном институте ядерных исследований с крупностью пор 0,7-4,0 мкм в сочетании с традиционными фильтрами позволило разработать оригинальную методику определения фракционного состава радиоактивного аэрозоля в воздухе в зависимости от климатических условий и фактических условий в производстве. Использование разработанной методики радиоэкологического контроля производства позволило определить механизм изменения радиационного фона в атмосфере и выдать рекомендации по их устранению.

С появлением международного нормативного документа С967 в последние годы появилась задача перед уранодобывающими предприятиями по определению содержания ^{234}U в выпускаемой продукции закиси-оксида урана. Дело в том, что изотоп ^{234}U имеет высокую удельную активность $2,3 \cdot 10^8 \text{ Bq/g}$, в то время как удельная активность природной смеси урана составляет всего $2,5 \cdot 10^4 \text{ Bq/g}$. Следовательно, такая разница в удельной активности может быть объяснена нарушением изотопного равновесия урана за счёт увеличения доли изотопа ^{234}U . Это потребовало исследовать и раскрыть механизм нарушения радиоактивного равновесия между изотопами урана в технологическом процессе извлечения урана. Равновесное содержание ^{234}U составляет 53,41 мкг/г. Полученные результаты показывают, что концентрация ^{234}U в химконcentратах в РУ-5 находится в интервале 45,2-51,5 мкг/г, что ниже его равновесного содержания, в «Сабирсае» и «Кетменчи» Южного рудоуправления соответственно 50,0-53,5 мкг/г, что соответствует уровню равновесного содержания и 55,0-58,0 мкг/г, что немного выше его равновесного содержания, в Северном рудоуправлении 67,0 - 70,0 мкг/г - аномальное содержание.

Для получения товарного продукта урана, соответствующего требованиям потребителя с предельной удельной активности, предложен способ шихтовки химконцентратов рудоуправлений РУ-5, Северного с химконцентратами Южного в необходимых пропорциях. Этот способ позволил уменьшить радиационный фон на складе временного хранения товарного уранового продукта и позволил уменьшить суммарную годовую дозу облучения персонала на рабочих местах, где ведутся работы с готовой продукцией урана.

Оценка техногенного вклада хвостохранилища отходов производства урана. Главным объектом внимания экологических исследований в НГМК является хвостохранилище ГМЗ-1, где в период 1961-

1993 гг. хранились отходы переработки ураносодержащих руд. В обычных условиях опасность хвостохранилища связана с выделением радона с поверхности сухих пляжей, ветровым разносом пылевых частиц, содержащих долгоживущие радионуклиды семейства урана и фильтрационные выносы радионуклидов из толщи хвостохранилища в гидросферу.

С 1994 г. комбинат приступил к сооружению противорадиационного экрана над радиоактивными отходами на хвостохранилище ГМЗ-1 с использованием хвостов от переработки золотосодержащих руд. В 1996-1997 гг. по программе ТАСИС были проведены обширные обследования территории хвостохранилища ГМЗ-1 и его санитарно-защитной зоны. Обследовано более 700 профилей от ограды хвостохранилища по его периметру через 10 м по радиальным профилям на расстоянии 1000 м. В 2011 г. специалистами ЦНИЛ были проведены повторные обширные обследования территории хвостохранилища ГМЗ-1 и его санитарно-защитной зоны. Обследовано более 2000 профилей от ограды хвостохранилища по его периметру через 10 м по радиальным профилям на расстоянии 2000 м, составлена карта со значениями мощности эффективных доз (МЭД), пешеходной гамма-съемки. Проведены реабилитационные работы хвостохранилища ГМЗ-1 и оценена величина его техногенного вклада в экологическую обстановку региона.

К настоящему моменту карта № 6 перекрыта слоем отходов переработки золотосодержащих руд мощностью свыше 5,0 метров, а карты 4 и 5 мощностью до 1,5 м, что улучшило экологическую обстановку в регионе. С начала эксплуатации хвостохранилища ГМЗ-1 была построена режимная сеть наблюдательных скважин для контроля возможного загрязнения подземных вод. Всего пробурено 108 наблюдательных скважин, в которых ведется постоянный контроль уровня содержания цианидов (еженедельная) и миграции радионуклидов (ежемесячная) таких как радий, полоний, радиосвинец и т.д.

По результатам режимных наблюдений было установлено, что содержание цианидов и радионуклидов за пределами промышленных площадок хвостохранилища ГМЗ-1 держится на фоновом уровне.

Рекультивация земель. На НГМК рекультивация земель проводится в соответствии с требованиями Санитарных правил ЛКП (ликвидация, консервация и перепрофилирование объектов по добыче и переработке).

По требованию Санитарных правил по ликвидации и консервации отработанных участков процесс осуществляется в следующей последовательности: приведение нарушенных земель в исходное состояние, т.е. выравнивание рельефа (ликвидация канавы, ямы, отвалы и т.д.); выявление в предрекультивационный период загрязнений земной поверхности ра-

дионуклидами и хим. реагентами (водная вытяжка); вывоз загрязненной почвы и грунта на разрешенные полигоны и в хвостохранилища отходов; покрытие плодородным грунтом рекультивируемые площади. Перед началом рекультивации проводится радиационный контроль (гамма-съемка), в масштабе 1:2000.

Рекультивация земель проводится в основном по сельскохозяйственному и санитарно-гигиеническому направлениям. Рекультивация по сельскохозяйственному направлению заключается в том, что определяют фоновое значение региона по удельной суммарной альфа-активности почв, грунтов, то есть $300 \text{ Bq/kg} + 600 \text{ Bq/kg} = 900 \text{ Bq/kg}$ и все, что выше 900 Bq/kg с поверхности почв и на глубине считается загрязненным, эти земли убираются и вывозятся на разрешенные полигоны. Рекультивация по санитарно-гигиеническому направлению заключается в том, что берется фоновое значение региона - 1500 Bq/kg и все, что выше 1500 Bq/kg с поверхности почв и на глубине считается загрязненным. Для полигонов с кислотным выщелачиванием выведена корреляция между суммарной альфа-активностью почв и мощностью экспозиционной дозы, которая равна 900 Bq/kg , что соответствует 35 мкЗв/ч , т.е. $0,35 \text{ мЗв/ч}$.

После завершения рекультивации проводится рекультивационный контроль со стороны компетентных органов. Рекультивированные земли принимаются комиссионно в установленном порядке. За период рекультивационных работ, т.е. за последние 10 лет возвращено в Навоийский областной государственный комитет по охране природы более 4000 гектаров земли для дальнейшего использования.

Оценка техногенного вклада золотоизвлекательных заводов. На НГМК добыча золотосодержащих руд производится открытым способом, а выемка породы осуществляется путем подрыва взрывчатого вещества, заложенного в горную массу. При этом наблюдается распространение взрывной пыли и её осаждение на значительной территории, что обуславливает загрязнение почвы. Величина техногенного загрязнения зависит от мощности взрыва, глубины обрабатываемого карьера, направления и силы ветра, продолжительности эксплуатации карьера и других факторов.

Анализ состояния почв в районе деятельности ГМЗ-2 показывает, что частичное обогащение почв (отобранных из 580 точек и анализированных методом ИНАА на 21 элемент) техногенными элементами произошло в начале деятельности ГМЗ-2 (период 1974-1986 гг.), когда глубина карьера составляла до 200 м. Когда проводились взрывные работы твердые дисперсные частицы с поверхности карьера разносились вокруг карьера в зависимости от розы ветров. В дальнейшем, за счет углубления карьера, эффект загрязнения уменьшался и в настоящий момент (когда глубина карьера составляет около 600 м) руд-

ные частицы, поднятые во время взрыва в воздух, выпадают обратно в карьер. В результате загрязнение почв, грунта вокруг карьера техногенными соединениями практически отсутствует.

Рекультивационные работы и целенаправленные мероприятия, проводимые на подразделениях НГМК, строго соответствуют нормативным документам и позволяют снизить величину техногенного вклада на экологический баланс региона.

Анализ состояния и рациональное использование водных ресурсов. Во всех подразделениях НГМК ежеквартально контролируется качество питьевых, подземных и сточных вод. В отобранных водах анализируются сухой остаток, жесткость, pH, взвешенные частицы, сумма анионов и катионов. Полученные результаты показывают, что качество питьевых, подземных и сточных вод между собой отличается. Причиной этого является геологическое образование и географическое расположение водисточников.

Согласно требованиям СанПиН 0193-06 оцениваются: пригодность вод для питьевых нужд согласно нормативным значениям, суммарная альфа- и бета-активность. Полученные результаты показывают, что во всех городах и поселках, где действует НГМК, значения предварительной оценки по суммарной альфа- и бета-активностям находятся в пределах установленных норм, то есть меньше $0,2 \text{ Bq/l}$ по альфа-активности и 2 Bq/l по бета-активности.

В водных пробах, отобранных из скв. № 9 «Джанубский», которая не является питьевой, а обеспечивает население п. Сабирсай технической и хозяйственно-бытовой водой, определены суммарная альфа-бета-активность и установлены уровни вмешательства, т.е. определена удельная активность каждого изотопа, присутствовавшего в исследуемой воде. Проведенные исследования изотопного анализа с использованием радиохимической подготовки вод показывают, что активность изотопов ^{235}U , ^{238}U , ^{230}Th , ^{226}Ra , ^{210}Po не превышает установленной нормы.

Расширение объема переработки золотосодержащих руд и острый дефицит технической воды в Узбекистане в качестве неотложной задачи требуют поиска решений по использованию водосберегающих технологий в гидрометаллургии золота. Одной из таких возможностей является оценка возможности использования подземных и сточных минерализованных вод в гидрометаллургии золота, совместно с существующей технической водой.

Задачей исследований являлась оценка влияния солевого состава воды на качество проводимых операций: измельчение, сгущение, гравитацию, флотацию, биоокисление концентратов, сорбционное выщелачивание руд и концентратов.

Исследовано содержание химических элементов и показателей качества минерализованной подземной и сточной вод, а также технических вод (pH,

сухой остаток, общая минерализация, суммы катионов и анионов и др.), используемые в комбинате для извлечения золота.

Найдены пороговые значения содержания химических элементов и показателей качества воды, при которых ухудшаются технологические показатели отдельных процессов (измельчение, сгущение, флотация, биоокисление, нейтрализация, сорбционное цианирование и др.). С целью рационального использования водных ресурсов предложен приемлемый способ использования минерализованных подземных и сточных вод (с и без предварительного обессоливания) в смеси с технической водой для процесса извлечения золота.

Оценка годовой суммарной эффективной дозы в геотехнологических рудниках. С переходом от шахт и карьеров к добыче способом подземного выщелачивания негативное воздействие на природную среду резко сократилось. В своё время (с 1961 по 1994 гг.) годовая техногенная эффективная доза от суммы радиационных факторов, получаемая работниками подземных рудников составляла 30-40 м³/год, то есть в 1,5-2,0 раза больше допустимого значения, то в настоящее время для персонала объектов ПВ после разработанных мероприятий улучшилась радиационная обстановка и они получают годовую техногенную эффективную дозу 2-5 м³/год при установленном верхнем пределе 20 м³/год.

На основании проведенных многолетних систематических научно-методических исследований на промобъектах и точках наблюдений населенных пунктов установлено, что эффективная годовая доза колеблется:

- по Центральному рудоуправлению: в лаборатории ООС от 0,20 до 0,38 м³/год; в центральной лаборатории гамма-активационного анализа от 0,53 до 5,36 м³/год, в камере ускорителя - 9,0-12 м³/год, в г. Зарафшане от 0,24 до 0,53 м³/год;

- по Южному рудоуправлению: в промобъектах от 2,10 до 7,17 м³/год; в лаборатории от 0,28 до 0,87 м³/год, в п. Сабирсай от 0,38 до 0,71 м³/год и в п. Кетменчи от 0,43 до 0,84 м³/год;

- по РУ-5: в промобъектах от 1,43 до 6,34 м³/год; в лаборатории от 0,20 до 0,73 м³/год, в п. Зафарбад от 0,33 до 0,69 м³/год;

- по Рудоуправлению ГМЗ-1 (площадка Навои): в промобъектах (цех готовой продукции ГМЗ-1) от 1,42 до 6,31 м³/год; на хвостохранилище ГМЗ-1 от 0,86 до 8,32 м³/год; в санитарно-защитной зоне ГМЗ-1 от 0,73 до 1,39 м³/год, в г. Навои от 0,21 до 0,58 м³/год;

- по Северному рудоуправлению: в промобъектах от 1,21 до 8,43 м³/год; в лаборатории от 0,23 до 0,78 м³/год, в г. Учкудуке от 0,27 до 0,81 м³/год.

Как видно из приведенных результатов, расчетные годовые эффективные дозы для персонала, работающего на промобъектах НГМК, не превышают установленную норму 20 м³/год и не превышают норму установленную для населения - 2 м³/год.

Оценка годовой суммарной эффективной дозы поглощения населением региона. Годовая суммарная эффективная доза от всех радиационных факторов для населения городов Учкудука, Зарафшана, Навои и поселков Зафарбад, Сабирсай, Карнаб, Тинчлик, Дурмен, Туркман, Туркмен не превышает установленного норматива в Республике Узбекистан. Согласно СанПиН РУз 0193-06 годовая суммарная эффективная доза от всех радиационных факторов для населения не должна превышать 2,0 м³/год.

Кроме этого, ежегодно, в течение последних 10 лет, проводится автомобильная гамма-съемка для выявления аномальных точек источников излучений. Из проведенных многолетних исследований по оценке радиоэкологического состояния в НГМК можно сделать вывод, что радиационная обстановка в регионе соответствует установленным нормам, эффективная годовая доза для персонала, работающего на промышленных объектах уранового производства и для населения в прилегающих зонах, не превышает значений, установленных в СанПиН-0193-06.

В перспективе разработаны плановые мероприятия по систематическому контролю и улучшению экологического и радиоэкологического состояния в

Список литературы:

1. Каримов И.А. Мировой финансово-экономический кризис, пути и меры по его преодолению. - Т.: Узбекистан, 2009. - 48 с.
2. Санакулов К.С. Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства. - Ташкент.: Фан, 2009. - 432 с.
3. Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Кадиров Ф.М., Латышев В.Е. Методы оценки техногенного влияния хвостохранилищ промышленных предприятий на окружающую среду. //Горный вестник Узбекистана. 2002. -№2. -С. 85-89.
4. Музафаров А.М., Саттаров Г.С., Темиров Б.Р., Нерущенко Е.В., Бучко И.А. Комплексная оценка радиационно-дозиметрической и экологической обстановки в зоне деятельности НГМК. //Инновационные технологии горно-металлургической отрасли. Тез. док. Рес. кон. Навои. 21 октября. 2011. - С. 213-215.
5. Муранов В.Г. Методика расчета толщины покрытия для захоронения радиоактивных отходов. //Горный вестник Узбекистана. 2006. -№24. -С. 78-83.
6. Голутвина М.М., Абрамов Ю.В. Контроль за поступлением радиоактивных веществ организм человек и их содержанием. - М.: Энергоатомиздат. 1989. -176 с.
7. «Нормы радиационной безопасности (НРБ-2006) и основные санитарные правила обеспечения радиационной безопасности (ОСПОРБ-2006). - Ташкент.: 2006. - 86 с.

ПАМЯТИ СУЛТАНХОДЖАЕВА А.Н.

12 января 2013 г. исполнилось бы 84 года талантливому ученому-гидрогеологу Абдумубди Нигмановичу Султанходжаеву. Абдумубди Нигманович прошел славный трудовой и научный путь до академика АН РУз, заслуженного деятеля науки Узбекистана, Почетного члена Японской ассоциации геохимических предвестников и Российской Академии Естественных наук, Вице-президента Международной академии наук о природе и человеке, главного научного сотрудника лаборатории гидрогеосейсмологии Института сейсмологии АН РУз, доктора геолого-минералогических наук, профессора.

После окончания в 1952 г. САЭПИ по специальности горный инженер-гидрогеолог до 1972 г. А.Н. Султанходжаев работал в геологических организациях Узбекистана, за исключением периода очной аспирантуры в Москве с 1953 по 1956 г. и за это время прошел путь от лаборанта-стажера до заведующего лабораторией, отделом, заместителя директора института. После успешной защиты кандидатской диссертации в МГУ усилия ученого были направлены на изучение региональных закономерностей формирования и распространения подземных вод Ферганской долины. Результатом этих исследований было открытие уникального месторождения Яссинских углекислых минеральных вод, за что А.Н. Султанходжаев был удостоен премии первооткрывателя. После разрушительного Ташкентского землетрясения в 1966 г. ученый вплотную принялся за решение одной из сложнейших проблем современности - «Прогноз сейсмической опасности». Учитывая важность данной проблемы, А.Н. Султанходжаев с июня 1972 г. по настоящее время работал в Институте сейсмологии АН РУз, где возглавлял теоретические и экспериментальные исследования по поиску предвестников землетрясений в различных геолого-геофизических полях (гидрогеосейсмологические, геофизические, деформометрические и др.).

Благодаря инициативе и организаторским способностям А.Н. Султанходжаева в Узбекистане была создана и функционирует в настоящее время первая в мире сеть комплексных прогностических станций, осуществляющих мониторинг изменения целого комплекса информативных параметров различных геолого-геофизических полей. В результате этого был создан уникальный в мировой практике банк данных сеймо-прогностической информации более чем за 35-летний период режимных наблюдений. К важнейшим результатам фундаментальных исследований по данной проблеме следует отнести выявление пространственно-временных закономерностей изменения предвестников в зависимости от геолого-структурных и сеймотектонических особенностей исследуемых регионов. Информативность предвестников, определенная опытным путем, подтверждена количественными оценками их

статистической эффективности. По результатам изотопных исследований инертных газов, углерода, углекислого газа, а также кислорода и водорода воды ученым высказаны суждения о генезисе формирования гидрогеосейсмологических предвестников землетрясений, установлены их изотопно-геохимические предвестники. Кроме того, составлена карта распределения изотопов гелия подземных вод, что способствовало выявлению «чувствительных зон» и, тем самым, были заложены основы гидрогеосейсмологического районирования территории Узбекистана, что, в свою очередь, необходимо для оптимизации существующей прогностической сети и повышения эффективности прогноза места, силы и времени землетрясений.

А.Н. Султанходжаев автор семи изобретений, получивших практическое применение в народном хозяйстве страны, за что он был награжден нагрудным знаком изобретателя. Результаты полувекowego труда ученого нашли отражение более чем в 350 опубликованных работах различного направления, включая монографии, учебники, методические разработки, статьи, доклады, научные сообщения и брошюры, изданные в стране и за рубежом. Его труды и, в частности, монографии по гидрогеосейсмологии переведены на японский, китайский и английский языки и получили высокую оценку отечественной и мировой научной общности.

Плодотворная научно-организационная и общественная деятельность А.Н. Султанходжаева отмечена медалью «За доблестный труд», он также удостоен звания Лауреата республиканского конкурса за лучшую работу в области науки и техники. В 1979 г. за заслуги в развитии сейсмологической науки и подготовку научных кадров ему присвоено почетное звание Заслуженного деятеля науки Узбекистана. В 1997 г. в знак особого признания вклада А.Н. Султанходжаева в мировую науку в области гидрогеологии и гидрогеосейсмологии, фамилия ученого внесена в Международный справочник выдающегося лидерства, как почетного члена холла Славы тысячелетия.

Энтузиазм в работе, постоянный поиск новых путей решения научных проблем, высокие организаторские способности, а также щедрость ученого, с какой он на протяжении многих лет служения науке делился своими знаниями и богатейшим опытом с коллегами, снискали Абдумубди Нигмановичу заслуженный авторитет и уважение не только среди его учеников и коллектива, в котором он продолжал свою научную деятельность до последнего времени, но и широкой научной общности всех сейсмоактивных регионов Земного шара.

Научно-техническая общественность, коллеги и ученики, редакционный совет журнала «Горный

Учебный центр Центрального рудоуправления ГП НГМК приглашает на платное обучение по профессиям:

- Машинист экскаватора 8 разряда - срок обучения 4,5 месяца;
- Машинист буровой установки 8 разряда - срок обучения 3,5 месяца;
- Слесарь-ремонтник 4 разряда - срок обучения 2 месяца;
- Машинист крана (мостового, козлового) 5-7 разряда - срок обучения 4 месяца;
- Машинист компрессорных установок 6 разряда - срок обучения 1,5 месяца;
- Электромонтер по ремонту и обслуживанию электрооборудования 4 разряда - срок обучения 3,5 месяца;
- Водитель большегрузных карьерных автомобилей - срок обучения 2,5 месяца;
- Оператор электронно-вычислительных машин 4 разряда - срок обучения 1,5 месяца;
- Токарь 4 разряда - срок обучения 3,5 месяца;
- Электрогазосварщик 4 разряда - срок обучения 3 месяца;
- Слесарь дежурный и по ремонту оборудования 4 разряда - срок обучения 4,5 месяца;
- Электрослесарь дежурный и по ремонту оборудования 4 разряда - срок обучения 5,5 месяца;
- Электрогазосварщик ручной сварки 4 разряда - срок обучения 1,5 месяца;
- Контролер продукции обогащения 4 разряда - срок обучения 3 месяца.



Прошедшим обучение и сдавшим экзамены выдается квалификационное свидетельство установленного образца. Обучение производится без гарантии трудоустройства и предоставления жилья.

Адрес: 210300 Навоийская обл. г. Зарафшан, Учебный центр.
Тел. 8 (436) 5771187, 8 (436) 5771506