O`zbekiston
KONCHILIK XABARNOMASI
ILMIY-TEXNIK VA ISHLAB CHIQARISH JURNALI

2 37
IYUN 2009

Ilmiy-texnik va ishlab chiqarish jurnali 1997 yilda asos solingan

Ta'sischilar:
Navoiy kon-metallurgiya kombinati Davlat korxonasi,
Navoiy davlat konchilik instituti,
O'zbekiston geotexnologiyasi ilmiy-tadqiqot
va loyihalashtirish instituti «O'zGEOTEXLITI»

Moliyaviy qo'llab quvvatlovchilar:
«Navoiy KMK» DK,
«Olmaliq KMK» OAJ,
«O'zbekko'mir» OAJ,
«O'zGEOTEXLITI»

Bosh muharrir:
Nasirov U.F.

Bosh muharrir o'rinbosari:
Sitenkov V.N.

Tahririyat kengashi:
Abdullayev U.M., Abduraxmonov S.A., Bibik I.P., Dudeskiy S.P., Kustov A.M., Mavlyanov N.G., Malgin O.N., Norov Yu. J., Raimjanov B., Rahimov V.R., Sanakulov K.S., Farmanov A.K., Xolmatov I.M., Xursanov X.P., Shemetov P.A.

Jurnal o'zbekiston matbuot va axborot Agentligida ro'yxatga olingan

Qayd etish guvohnomasi 2006 yil 13 dekabr № 0033

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) 770-2048, faks: 770-29-32
210300, Zarafshon shahri, NKMK
Markaziy kon boshqarmasi, Ma'muriy binosi
Tel.: 8 (436) 5770438, 5770354
Faks: 8 (436) 5721015

E-mail: Bibik_GVU@rambler.ru
gornvest@rambler.ru
sayt: http://mining-bulletin.geotech.uz

Kompyuter sahifasi:
Naumova O.A.

Tahliliy guruh:
Golishenko G.N., Kudinova R.N.

Dizayn:
Bannov A.N.

Jurnal saytini yangilab borish:
Leonov S.A.

Nashr qilindi:
NKMK bosmaxonasida
210600, Navoiy shahri, Yujnaya ko'chasi, 25
Tel: 8 (438) 5777556, 5778019

Nashr etishga 22.05.2009 y. imzolandi

Adadi 600 nusxa

MUNDARIJA / СОДЕРЖАНИЕ

YUBILEYINGIZ BILAN / С ЮБИЛЕЕМ

Степура В.Н. Гидрометаллургическому заводу № 2 - 40 лет **3**
Черкасов В.Ю., Агеев Д.С. Основные принципы технической политики развития ГМЗ-2 ..... **7**
Штеер В.К. Поэтапное освоение месторождения фосфоритов **10**

GEOLOGIYA / ГЕОЛОГИЯ

Глотов Г.Н. О некоторых аспектах геотехнологического районирования рудных залежей пластово-инфильтрационных месторождений урана **13**
Игамбердиев Э.Э. Серебро – золоторудные месторождения Алмалык–Ангренского рудного района и их платиноносность **17**

GEOTEXNOLOGIYA / ГЕОТЕХНОЛОГИЯ

Санакулов К.С., Шеметов П.А. Ресурсосберегающие технологии переработки минерального сырья техногенного происхождения **21**
Рахимов В.Р., Казаков А.Н. Анализ геодинамического режима и проявления горных ударов при освоении недр **26**
Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. Перспективы использования вскрышных пород карьера Мурунтау как источник минерального сырья будущих периодов **29**
Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Мислибоев И.Т., Баракаев С.С. Исследование размеров зон уплотнения грунта боковых выемок взрывом цилиндрического заряда **33**
Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Арапбаев Н.Е. Технология ведения буровзрывных работ с использованием зон ослабления массива **35**
Насиров У.Ф., Мислибаев И.Т., Баракаев С.С., Мирзаева Ф.Ж. Исследование уплотнения грунтов взрывами зарядов выброса **37**
Насиров У.Ф., Баракаев С.С., Мирзаева Ф.Ж. Теоретические исследования и расчет уплотнения грунта боковых стенок выемки сферическим зарядом **39**
Меликулов А.Д., Салямова К.Д., Кайгародов В.И. Расчетная оценка состояния массива горных пород вокруг подземных выработок **41**
Бибик И.П., Морозов В.В., Таджиев Ш.Д. Исследование напряженно-деформированного состояния горного массива в зоне производства взрывных работ **46**
Бибик И.П., Заиров Ш.Ш. Применение метода физического моделирования при экспериментальных измерениях волн напряжений при взрыве разнопрочных горных пород **51**
Тошов Ж.Б., Агаева С.Ф. Исследование влияния геометрической формы забоя скважины при разработке конструкции шарошечных долот **55**
Скрипко С.В., Истомин В.П. Комплексный подход при подборе параметров технологии отработки месторождения Тохумбет методом подземного выщелачивания **57**
Ражабов А.И., Маматов О.Т. Исследование процесса взрывного разрушения горного массива с инертными сердечниками и продольным каналом **61**
Маматов О.Т. Исследование режима детонационных волн в зарядах с осевой воздушной полостью **64**
Арапбаев Н.Е. Исследование ослабления прочности горного массива взрывом **67**
Ульбашев А.А., Сагатов Н.Х. Об инвестиционном проекте по модернизации, техническому и технологическому перевооружению разреза «Ангренский» **69**

НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКИЙ И ПРОИЗВОДСТВЕННЫЙ ЖУРНАЛ
ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА

Научно-технический и производственный журнал основан в 1997 году

Учредители:
Государственное предприятие Навоийский горно-металлургический комбинат,
Навоийский государственный горный институт,
Узбекский научно-исследовательский и проектный институт геотехнологии «O'zGEOTEXLITI»

При финансовой поддержке:
ГП «Навоийский ГМК»,
ОАО «Алмалыкский ГМК»,
ОАО «Узбекуголь»,
«O'zGEOTEXLITI»

Главный редактор:
Насиров У.Ф.

Зам. главного редактора:
Сытенков В.Н.

Редакционный совет:
Абдуллаев У.М., Абдурахмонов С.А., Бибик И.П., Дудецкий С.П., Кустов А.М., Мавлянов Н.Г., Мальгин О.Н., Норов Ю.Д., Раимжанов Б., Рахимов В.Р., Санакулов К.С., Фарманов А.К., Холматов И.М., Хурсанов Х.П., Шеметов П.А.

Журнал зарегистрирован в узбекском Агентстве по печати и информации

Регистрационное свидетельство за № 0033 от 13 декабря 2006 г.

При перепечатке материалов ссылка на журнал обязательна

За точность фактов и достоверность информации ответственность несут авторы

Адрес редакции:
210100, г. Навои, ул. Жанубий, 27а,
Навоийский государственный горный институт
Тел. 8(436) 770-20-48, факс 770-29-32
210300, г. Зарафшан, Административный корпус,
Центральное рудоуправление НГМК
Тел. 8(436) 5770438, 5770354
Факс 8(436) 5721015
E-mail: Bibik_GVU@rambler.ru
gornvest@rambler.ru
Сайт: http://mining-bulletin.geotech.uz

Компьютерная верстка:
Наумова О.А.

Аналитическая группа:
Голищенко Г.Н., Кудинова Р.Н.

Дизайн:
Баннов А.Н.

Обновление сайта журнала:
Леонов С.А.

Оттиражировано:
в типографии НГМК
210600, г. Навоий, ул. Южная, 25
Тел. 8 (436) 5777556, 5778019

Подписано в печать 22.05.2009 г.

Тираж 600 экз.

METALLURGIYA VA BOYITISH / ОБОГАЩЕНИЕ И МЕТАЛЛУРГИЯ

Атаханов А.С., Хасанов А.С. Особенности получения железа из медных шлаков **72**
Кажикенова С.Ш. Анализ качества продуктов технологических переделов цветной металлургии в Казахстане..... **74**

GEOTEXNIKA / ГЕОТЕХНИКА

Лагунова Ю.А., Жиганов П.А. Оценка влияния дробильно-перегрузочных агрегатов на поточность транспортных потоков карьеров **78**
Эгамбердиев И.П., Абдуазизов Н.А., Махмудов А.М. Вибрационные методы исследования технического состояния буровых станков **82**
Абдуазизов Н.А., Эгамбердиев И.П., Худайбердиев Ш.М. Анализ работы современных карьерных комбайнов **84**
Атакулов Л.Н., Абдуазизов Н.А., Курбонов Ф.А. Сравнительный анализ методов определения радиуса переходного участка загрузочного узла крутонаклонного конвейера с прижимной лентой **87**
Атауллаев О.Х., Эгамбердиев И.П., Атауллаев А.О. Оценка качества роликов мощных ленточных конвейеров **91**

ELEKTR TA'MINOTI VA MEXANIKA / ЭЛЕКТРОСНАБЖЕНИЕ И МЕХАНИКА

Худайбердиев Ш.М. Анализ применения частотно-регулируемого электропривода для погружных насосов **93**
Бобожанов М.К., Атауллаев А.О. Высокоэффективный полюсопереключаемый двухскоростной двигатель **94**

ILMIY-LABORATORIYA IZLANISHLARI / НАУЧНО-ЛАБОРАТОРНЫЕ ИЗЫСКАНИЯ

Базаров М.Б. Эффективные алгоритмы к выбору режимов технологических процессов в условиях интервальной неопределенности **97**
Кушназаров И.К., Мардонов Б.Т., Алтынбаев Р.Р., Валиев М.В. Опыт промышленного внедрения операции ротационного фрезерования..... **100**
Бахронов Х.Ш. Интенсификация выпаривания в аппаратах с кипением раствора в трубах **101**

FAN, ISHLAB CHIQARISH VA TA'LIM / НАУКА, ПРОИЗВОДСТВО И ОБРАЗОВАНИЕ

Долгова Н.Я., Онищенко Е.И. Принципы построения учебного фильма **105**
Шодиева Қ.С. Бўлажак ўқитувчининг педагогик маданияти ва техникаси **108**

BIZNING YUBILYARLAR / НАШИ ЮБИЛЯРЫ

Муродов Мустафо Муродович (к 70-летию со дня рождения) **111**
Лашко Виктор Трофимович (к 70-летию со дня рождения) **112**

ADABIY-BADIIY SAHIFA / ХУДОЖЕСТВЕННО-ЛИТЕРАТУРНЫЕ СТРАНИЧКИ

Марченко В.С. Необыкновенный Учкудук..... **113**

XABARLAR / ИНФОРМАЦИЯ

Правильность обозначения величин при публикации статей в журнале «Горный вестник Узбекистана» **119**

REKLAMA / РЕКЛАМА

На 2 стр. обложки: «Sandvik Mining and Construction Finland Corp»
На 3 стр. обложки: «Демеркулизация ртутьсодержащих ламп»
На 4 стр. обложки: «Atlas Copco Rock Drills AB»

УДК 622

© Степура В.Н. 2009 г.

ГИДРОМЕТАЛЛУРГИЧЕСКОМУ ЗАВОДУ № 2 - 40 ЛЕТ

Степура В.Н., директор ГМЗ-2 Центрального рудоуправления ГП НГМК

История создания Гидрометаллургического завода № 2 (рис. 1) началась в 1961 г., когда технологическое опробование месторождения Мурунтау подтвердило значительные запасы золота.

Решение об освоении этого месторождения было принято в 1964 г. В 1965-66 гг. был разработан технический проект освоения I-ой очереди месторождения и строительства ГМЗ-2. В то же время велись разработки новой технологии извлечения золота из руд Мурунтау. Применение существующих, традиционных технологий для извлечения золота было нерентабельным, так как для месторождения характерна тонкодисперсная вкрапленность золота.

Степура В.Н.

Вскоре за короткие сроки был разработан гравитационно-сорбционный метод извлечения золота из пульпы и синтезирована ионообменная смола АМ-2Б.

В мае 1967 г. началось строительство I-ой очереди ГМЗ-2 (рис. 2), которое было завершено в рекордно короткие сроки – за 26 месяцев, и 21 июля 1969 г. был получен первый золотой слиток весом 11,820 кг. Технологическая схема, по которой предполагалось перерабатывать 5 млн. т руды в год, значительно отличалась от существующей в настоящее время схемы переработки. При освоении технологии в промышленных условиях возникли определенные трудности.

В цехе измельчения первые пуски мельниц МБ 70х23 показали, что среднечасовая переработка руды мельничных блоков оказалась в 3 раза ниже проектной – физико-химические свойства руды не позволяли достичь эффекта самоизмельчения. При догрузке мельниц шарами среднечасовая производительность мельниц увеличивалась, но при этом узлы мельниц не выдерживали дополнительных нагрузок – мельничное оборудование быстро выходило из строя.

В период с 1969 г. по 1972 г. внедрение совместных разработок специалистов НГМК, Сызранского и Новокраматорского машиностроительных заводов, институтов «Механобр» и «Механобрчермет» позволило разрешить основные проблемы производства. Для увеличения производительности мельничных блоков было предложено использовать двухстадиальную схему измельчения. Проведенные испытания рекон-

Рис. 1. Гидрометаллургический завод № 2

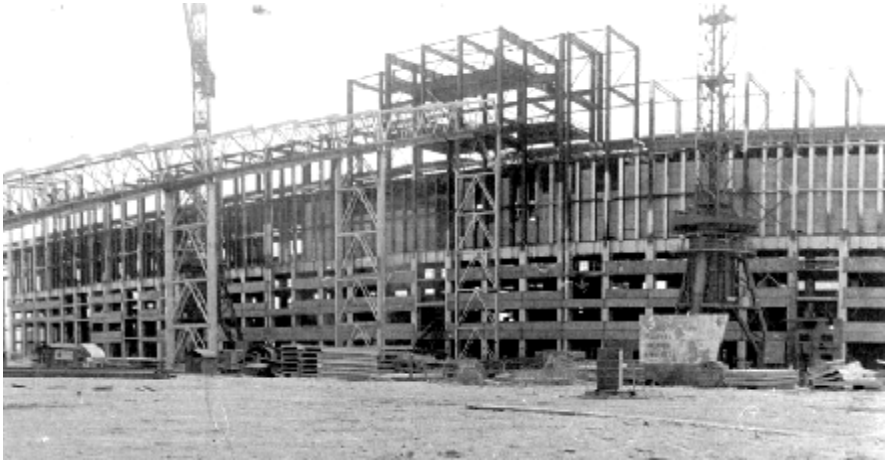


Рис. 2. Строительство главного корпуса, 1968 г.

струированного первого мельничного блока с установкой на второй стадии измельчения шаровой мельницы (МШЦ 32х45) показали хорошие результаты и позволили определить удельную производительность мельниц 1-й и 2-й стадий измельчения по классу крупности – 0,074 mm и удельный расход шаров. В 1971 г. было смонтировано еще 6 мельниц МШЦ.

Стремление достичь проектной производительности мельниц привело к росту объемов циркулирующих песков, перегрузу классификаторов и увеличению содержания песков крупностью +0,4 mm в сливе классификаторов. Некондиционные пески со сгущенной пульпой поступали на сорбцию, забивали оборудование, вследствие чего нарушалось распределение смолы. Однако введение в 1971 г. в эксплуатацию узлов приготовления известкового молока и раствора полиакриламида позволило стабилизировать работу переделов сгущения и сорбции. В январе 1972 г. завод вышел на проектную мощность.

В 1970-71 гг. начались проектные разработки и строительство II-ой и III-ей очередей ГМЗ-2. В главном корпусе - цехе измельчения построены новые мельничные блоки, новое отделение гравитации, увеличилось количество сгустителей в цехе сгущения и технологических цепочек на сорбции. В 1973 г. была введена в эксплуатацию II-я очередь, в 1975 г. – III-я очередь ГМЗ-2. При выборе схем измельчения II-ой и III-ей очередей разработчики включили гидроциклонирование в цикл классификации в двухстадиальной схеме измельчения. Однако в то время эта прогрессивная идея не получила развития из-за отсутствия системы стабилизации работы гидроциклонов ГЦ-750.

Низкая производительность мельничных блоков II-ой и III-ей очередей, высокие энергозатраты и удельные расходы материалов резко ухудшили технико-экономические показатели завода, и в 1976 г. принимается решение об их реконструкции.

Реконструкция II-ой очереди заключалась в замене классификаторов 1КСН-30 на 1КСП-30, которые использовались для контрольной классификации песков гидроциклонов. Основная классификация 1-ой и 2-ой стадии измельчения проводилась в гидроциклонах. Однако эта схема оказалась малоэффективной, и постепенно односпиральные классификаторы и гидроциклоны были заменены классификаторами 2КСП-24. Реконструкция III-ей очереди была проведена по типу I-ой очереди без использования гидроциклонов. В отделении гравитации отсадочные машины МОД-4 были заменены на ОМР-1А, которые успешно прошли полугодовые испытания на одном из мельничных блоков. Испытания и внедрение смерчевых насосов для перекачки пульпы стабилизировали работу насосного участка.

Рис. 3. Мельничный блок

В 1977 г. в цехе измельчения началась замена мельниц МБ 70х23 1-ой стадии измельчения на мельницы самоизмельчения ММС 70х23, механические характеристики которых соответствовали работе с шарами до 15% от объема мельницы. Значительного прироста переработки и повышения КИО мельничного оборудования удалось достичь за счет внедрения систем передачи песков с работающих мельничных блоков на доизмельчение в шаровых мельницах смежных блоков при остановке мельницы 1-ой стадии измельчения. Кроме того, удалось снизить простои за счет перевода всех мельниц ММС на безредукторный привод.

Наращивание объемов переработки руды происходило за счет вновь вводимого мельничного оборудования. Так, в 1986 г. была предпринята попытка увеличить производительность цеха измельчения за счет увеличения единичной производительности мельничного блока на базе мельницы самоизмельчения ММС 90х30, работающего по одностадиальной схеме измельчения. После запуска блока в эксплуатацию проявилось большинство недостатков, возникших с мельницами МБ в 1969-70 гг. В 1991 г. блок был переведен на двухстадиальную схему измельчения, была смонтирована мельница 2-ой стадии МШЦ 55х65. Производительность блока увеличилась в 2 раза.

Основной цех, от результатов работы которого зависят показатели всего завода, – это цех измельчения (рис. 3). За последние 5 лет в цехе подверглись реконструкции мельничные блоки №№ 15, 18 с выделением двух шаровых мельниц №№ 27, 32 в отдельные узлы доизмельчения. Для загрузки этих мельниц и прироста переработки руды на соседних с ними мельничных блоках, была проведена серия промышленных экспериментов по увеличению пропускной способности мельниц I стадии при использовании шаров ∅ 120 mm и применению разгрузочной решетки в мельнице I стадии с увеличенной щелью с 18 до 23 mm. Испытания показали, что среднечасовая переработка руды на мельничном блоке возрастает до 170 t/h, а избыточные пески

мельничных блоков направляли на узлы доизмельчения. При постоянной работе шести мельничных блоков с расширенной стадией доизмельчения (с МШЦ №№ 27, 32) годовой прирост переработки составляет около 800 тыс. t руды в год.

В последние годы для интенсификации производства было принято решение о замене в цехе измельчения части классификаторов 2КСП-24 на гидроциклоны (рис. 4). В настоящее время после успешных испытаний 24 мельничных блока работают с гидроциклонными установками, на 23-х из них установлены гидроциклоны немецкой фирмы «Engineering Dobersek GmbH» и насосы фирмы «WARMAN». Высвободившееся пространство позволило ввести в эксплуатацию 6 новых мельничных блоков, последний из которых, высокопроизводительный мельничный блок № 28, был запущен в начале 2008 г. Запуск нового блока, переработка которого составляет около 2 млн. t в год, позволил в 2008 г. переработать свыше 33,5 млн. t руды.

В 2004 г. в цехе измельчения была закончена автоматизация мельничного блока № 2. Система GRIND EXPERT, установленная на блоке, контролирует основные технологические параметры процесса измельчения, производя корректировку по заданным параметрам. Результаты испытаний показали, что производительность автоматизированного блока на 7% или на 80 тыс. t в год выше, чем на обычных блоках. В настоящее время в цехе уже на пяти блоках установлена система GRIND EXPERT, в 2009-2010 гг. планируется установка системы еще на 8 блоках.

В 1977 г. в цехе дробления была введена в эксплуатацию вторая линия крупного дробления с дробилкой ККД-1500/180. Важным усовершенствованием для цеха стало использование двигателя тепловоза ТМ-3 для продвижения катучего конвейера (КЛП). После 20-ти лет эксплуатации специалистами завода без остановки производства была произведена замена рамы КЛП. Повысить надежность подачи руды в бункер цеха измельчения позволила в 1991 г. установка на КЛП резинотросовой ленты, срок пробега которой составил 6 лет. Ежегодное увеличение планов по переработке руды и выпуску золота требовало постоянного развития и усовершенствования применяемых технологий и оборудования. Для снижения простоев мельниц цеха измельчения в 2007 г. был запущен в работу узел приема дробленой руды и третья наклонная галерея, запуск которой позволил перекрыть в 2008 г. более 50% плановых простоев дробилок и принять дополнительно свыше 1 млн. t руды.

В 1973 г. образован цех сгущения, включающий в себя реагентное отделение и отделение сгущения. В цехе вводились в эксплуатацию новые сгустители, производилась реконструкция для увеличения их производительности. В 1983 г. в цехе закончилось строительство участка растворения сухого

Рис. 4. Гидроциклонная батарея

цианистого натрия.

В 1981 г. на ГМЗ-2 появился *еще один производственный цикл* - для обеспечения потребностей завода в гашеной извести организован участок обжига известняка и введена в эксплуатацию первая барабанная известковая печь. В 1998 г. введена в эксплуатацию 2-ая известковая печь, в апреле 2002 г. – третья и в июле 2005 г. – четвертая. С 1999 г. завод стал полностью обеспечивать себя известью.

В цехе сорбции и регенерации (рис. 5) была усо-

Рис. 5. Цех сорбции и регенерации

Рис. 6. Розлив золота

вершенствована дренажная головка сорбционного пачука, система отмывки и отделения ионообменной смолы от щепы и распределение ее по технологическим цепочкам сорбции, произведена замена вибрационных грохотов на барабанные, для снижения потерь смолы в операциях регенерации установили смололовушки.

В цехе внедрена система контроля и поддержания уровня пульпы в пачуках, система автоматического управления процессом сорбционного выщелачивания, позволяющая снизить расход дорогостоящего реагента – цианистого натрия. В декабре 2007 г. была смонтирована и запущена дополнительная технологическая цепочка сорбции. Сегодня в цехе в эксплуатации находятся 12 технологических сорбционных цепочек.

Рис. 7. Цех по производству фоспродукции

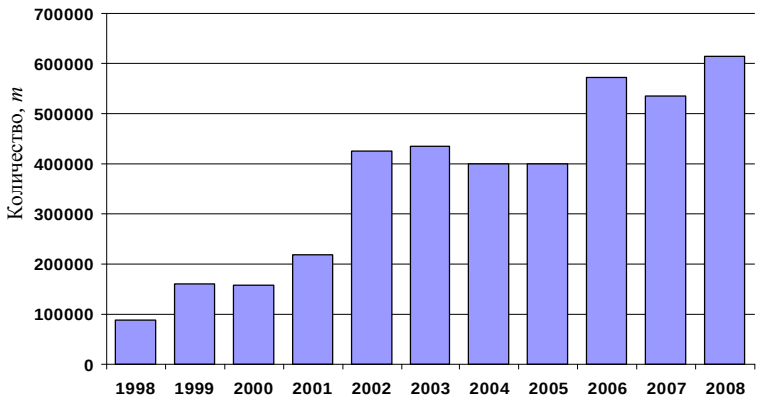


Рис. 8. Производство фосфоритной продукции в цехе № 8

В цехе готовой продукции (рис. 6) несовершенство первой технологической схемы аффинажа золота проявилось сразу в 1969 г. Начались поиски новых технологий, схем для получения золота высокой чистоты 99,99%.

Кроме переработки руды месторождения Мурунтау на заводе доводятся до золота банковской чистоты 99,99% полупродукты подразделений ГП НГМК (ГМЗ-1, ГМЗ-3, МЗИУ, Ювелирного завода, ЦКВЗ), совместного предприятия «Амантайтау Голдфилс» (Узбекистан – Великобритания), а также перерабатывается руда ОАО ГРК «Тог-Гули» (Узбекистан).

Экономические показатели золотоперерабатывающего предприятия в значительной степени зависят от полноты извлечения из руды ценных компонентов. Разработке технологий попутного извлечения драгоценных и редких металлов уделялось большое внимание.

В 1972 г. специалистами завода и рудоуправления разработана технология получения металлического серебра, в 1980 г. освоена технология получения палладия чистотой 99,9% из отработанных электролитов электролиза золота.

В этом же году было построено отделение получения триоксида вольфрама из шеелитового концентрата, извлекаемого на гравитационном переделе. Как и на золоте, здесь впервые в мировой практике применили технологию сорбции из пульпы на ионообменную смолу АМ-2Б. По экономическим соображениям отделение попутного извлечения вольфрама было остановлено в 1990 г. и демонтировано в 1995 г.

С 1998 г. в состав завода входит предприятие по производству фосфоритной муки и фосфоритного концентрата, что означало появление третьего производственного цикла в структуре ГМЗ-2 (рис. 7, 8).

Главным событием 2007 г. для цеха стал запуск в работу отделения промывки фосфоритовой руды от хлора в составе I очереди фосфоритового комплекса – реализация совместного проекта с немецкой фирмой «INGINEERING DOBERSEK GmHB». Это позволило выпускать продукцию, соответствующую национальным стандартам и требованиям потребителей.

Со дня пуска завода специалистами завода и ГП НГМК, совместно со многими научными институтами было выполнено огромное количество научно – исследовательских работ, направленных на совершенствование технологии, снижение расхода реагентов, повышение качества про-

дукции. При довольно низком исходном содержании золота в перерабатываемой руде на ГМЗ-2 достигнуты высокие технологические показатели по извлечению золота и расходу реагентов.

Правительство Республики Узбекистан по достоинству оценило вклад завода в экономический потенциал государства. Многие работники завода награждены орденами и медалями. Оценкой высокого качества и престижа золота Узбекистана служит множество призов и наград, полученных НГМК от международных организаций.

В 1994 г. золоту ГМЗ-2 арбитражной лабораторией Лондонской Ассоциацией Рынка Слитков присвоен статус «Оптимальной поставки», а в 1997 г. был присужден сертификат качества Токийской биржи промышленных товаров. Это значит, что наше золото имеет высочайшую репутацию в мире и перепроверкам не подлежит (рис. 9).

Осенью 2006 г. согласно программе Активного мониторинга Списка Оптимальной Поставки Лондонской Ассоциации были проведены международные испытания, в результате которых золото НГМК получило подтверждение статуса «Оптимальной поставки».

Поддержанию этого статуса способствует не только внедрение нового современного оборудования, но и внедрение новых более совершенных систем управления производством.

Так Центральная заводская лаборатория ГМЗ-2 соответствует требованиям Системы аккредитации Республики Узбекистан, и аккредитована на техническую компетентность. Для контроля качества готовой продукции (драгоценных металлов и фосфоритовой продукции) и сплавов Доре применяются спектральный и пробирный методы анализа, при этом используется оборудование фирм «INTERTECH» (США), «CARBOLITE» (Англия), «METTLER-TOLEDO» (Швейцария), «SPECTRO» (Германия). Функционирующая в Центральном рудоуправлении Интегрированная система менеджмента в области качества, экологии, охраны здоровья и обеспечения безопасности труда на основе требований международных стандартов ИСО 9001:2008, ИСО 14001:2004 и OHSAS 18001:2007 позволяет успешно использовать системные подходы к управлению производством.

Рис. 9. Готовая продукция

В заключении хотелось бы отметить следующее. Признанием в экономике Республики Узбекистан, наряду с другими горными и металлургическими предприятиями, значимости Зарафшанского золотодобывающего комплекса, а также оценкой труда горняков и металлургов Узбекистана стал Указ об учреждении Дня работников горной и металлургической промышленности, который традиционно был отмечен в этом году в девятый раз в третье воскресенье мая. Позвольте мне в канун юбилея ГМЗ-2 пожелать своим заводчанам, а также всем работникам горно-металлургической промышленности здоровья, благополучия и новых трудовых достижений на благо независимого Узбекистана!

Примечание: статья опубликована в журнале "Цветные металлы" № 6, 2009 г.

УДК 622

© Черкасов В.Ю., Агеев Д.С. 2009 г.

ОСНОВНЫЕ ПРИНЦИПЫ ТЕХНИЧЕСКОЙ ПОЛИТИКИ РАЗВИТИЯ ГМЗ-2

Черкасов В.Ю., главный инженер ГМЗ-2 Центрального рудоуправления ГП НГМК; **Агеев Д.С.,** начальник ПТО ГМЗ-2 Центрального рудоуправления ГП НГМК

Современный ГМЗ-2 - один из крупнейших золотоизвлекательных комплексов в мире. Имея полный производственный цикл, от крупного дробления исходной руды до получения аффинированного золота, серебра и палладия, завод сегодня является завершающим звеном технологического процесса всей золотодобывающей цепи Государственного предприятия «Навоийский ГМК», и, тем самым, с технической точки зрения, представляет собой часть некоторой природно-промышленной системы.

Не останавливаясь на взаимодействии с другими перерабатывающими подразделениями комбината, рассмотрим ГМЗ-2 как составную часть золоторудного комплекса Мурунтау, который, в свою очередь, также представляет собой природно-промышленную систему, упрощенная структура ко-

Рис. 1. Упрощенная структура природно-промышленной системы

торой приведена на рис. 1.

Характеристики любой природно-промышленной системы определяются как особенностями ее природной составляющей, так и характером взаимодействия производственных процессов, обусловленных ее промышленной составляющей. В условиях золоторудного комплекса Мурунтау технологическая цепочка переработки руды представлена следующими основными процессами: добыча руды, транспортировка руды, переработка руды и складирование хвостов переработки. Первые два процесса реализуются в рамках производственных процессов карьера «М» и управления железнодорожного транспорта (УЖДТ), соответственно последние два относятся к производственному процессу ГМЗ-2.

Влияние природной составляющей системы, а именно особенностей геологического строения месторождения, заключается в том, что по мере углубления карьера растет интенсивность горных работ, горнотехнические условия усложняются: увеличиваются углы откосов рабочего и нерабочего бортов, сокращается ресурс полезного рабочего пространства, практически полностью отсутствуют участки временно нерабочих бортов, что неблагоприятно влияет на динамичность рабочей зоны. При этом при переходе на глубокие горизонты производительность карьера по горной массе уменьшается, а режим горных работ меняется в сторону увеличения доли породной составляющей в верхней и рудной составляющей в нижней частях карьера. В силу этого неизбежно проявление двух основных тенденций, характерных для любого крутопадающего месторождения - накопление запасов забалансовых руд на начальных стадиях разработки месторождения и активное вовлечение этих руд в переработку на последующих стадиях эксплуатации рудника, что приводит к закономерному снижению содержания полезного компонента и, как следствие, к снижению выпуска. Компенсирующее действие в этом случае заключается в наращивании объемов переработки, которое должно осуществляться в согласованном режиме по всей линии «Карьер – УЖДТ – ГМЗ-2».

Успешная реализация согласованного режима возможна только за счет проведения технической политики развития ГМЗ-2, которая базируется на таких принципах как системность, цикличность и согласованность в рамках процессного подхода к рассмотрению производственных задач.

Основой реализации принципа системности является анализ текущего состояния и перспектив развития отдельных переделов технологического процесса завода с учетом существующей ситуации в смежных подразделениях. Схема реализации этого принципа представлена на рис. 2.

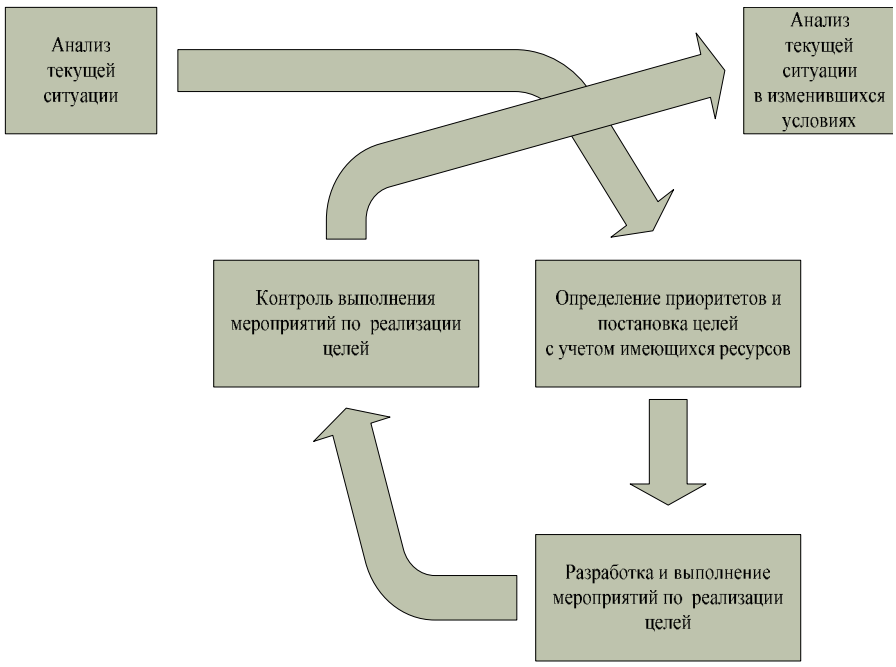


Рис. 2. Схема реализации принципа системности

Принцип цикличности заключается в чередовании способов и объектов воздействия. Реализация данного принципа в условиях золоторудного комплекса Мурунтау может быть проиллюстрирована следующим образом.

До определенного момента времени технические возможности рудника и УЖДТ обеспечивали рост переработки и наращивание производственных мощностей ГМЗ-2, которое осуществлялось двумя путями – экстенсивным и интенсивным.

Примером экстенсивного пути является рост производственных мощностей ГМЗ-2 за счет наращивания объемов измельчительного оборудования. Из представленных на рис. 3 данных следует, что наращивание объемов мельничного оборудования в цехе измельчения осуществлялось в три основных этапа: период с 1969 по 1975 гг., затем в период с 1977 по 1991 гг. и с 1994 по 2003 гг. При этом высокий рост удельного объема измельчительного оборудования наблюдался дважды - в период с 1969 по 1977 и с 1995 по 2003 гг.

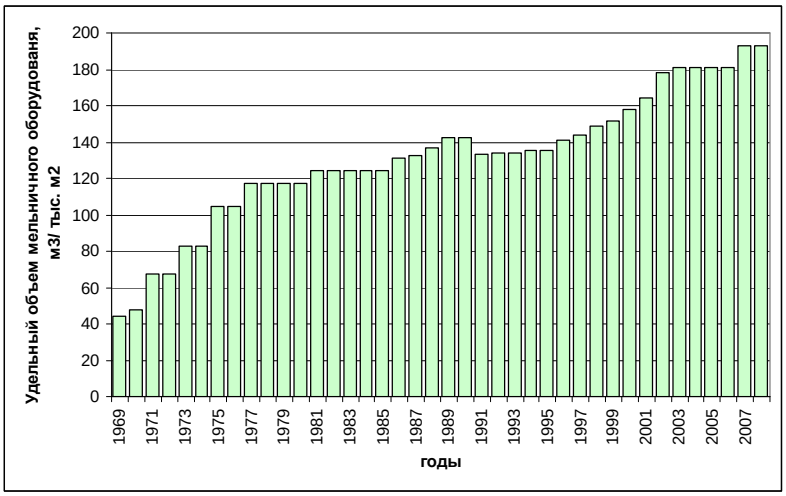


Рис. 3. Динамика изменения удельного объема измельчительного оборудования ГМЗ-2

В первом случае темпы наращивания объемов оборудования опережали рост производственных площадей за счет реализации мероприятий по совершенствованию технологических (внедрение двухстадиальной схемы измельчения) и аппаратурных (операция классификации) схем мельничных блоков. Во втором случае ввод дополнительного оборудования осуществлялся в основном за счет производственных площадей, высвобождающихся при замене спиральных классификаторов на автоматизированные гидроциклонные установки. Другими словами, в данном случае имеет место чередование способов воздействия.

Примером интенсивного пути является рост производственных мощностей ГМЗ-2 за счет снижения вынужденных потерь переработки при проведении ремонта основного оборудования цеха крупного дробления.

Рост производительности цеха измельчения привел к тому, что остановка одной из двух дробилок ККД или подвижного конвейера цеха крупного дробления для проведения ремонтных работ влечет за собой снижение уровня заполнения аккумулирующего бункера и потери переработки на мельничных блоках цеха измельчения. В то же время, развитие циклично-поточной технологии горных работ на руднике «Мурунтау» сопровождалось внедрением мобильных дробильно-перегрузочных комплексов на рудном тракте. По техническим характеристикам руда на выходе МДПК практически идентична руде в разгрузке ККД, что позволило в кратчайшие сроки и при минимальных затратах сократить вынужденные потери переработки и повысить надежность системы транспортировки руды на участке «Рудник – УЖДТ – ГМЗ-2» за счет ввода в эксплуатацию узла приема дробленой руды. Схема цепей аппаратов цеха крупного дробления до и после ввода узла приема дробленой руды приведена на рис. 4. В данном случае имеет место чередование объектов воздействия.

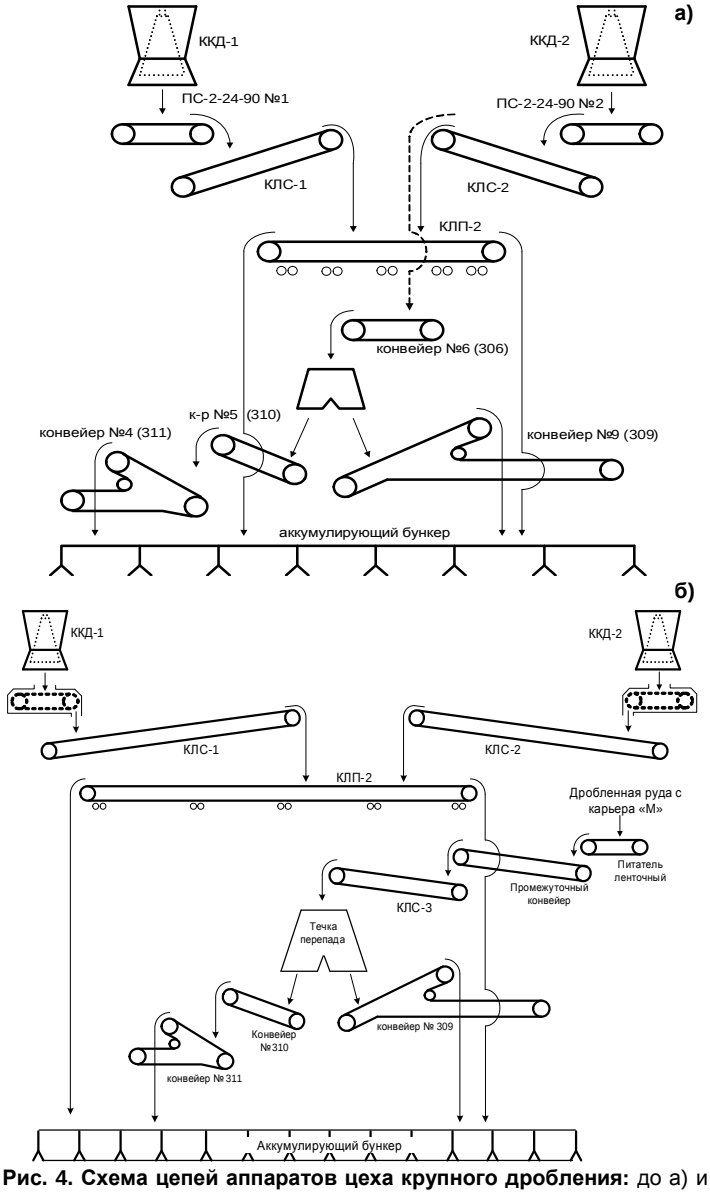


Рис. 4. Схема цепей аппаратов цеха крупного дробления: до а) и после – б) ввода узла приема дробленой руды

Таким образом, принцип согласованности заключается в том, что все составные части системы должны соответствовать друг другу по строению (закон соподчинения структуры) и по функциям (закон соподчинения функций), а изменение одной из них неизбежно влечет за собой изменение других взаимодействующих подсистем или функций.

Из этого следует, что индивидуальные характеристики всех частей системы (ее подсистем) должны быть согласованы между собой, иначе система в целом не сможет выполнять возложенные на нее функции либо будет работать не эффективно. Положение осложняется тем, что в силу ограниченности ресурсов различные части системы развиваются не синхронно: в то время как одни из них достигают более высокого уровня развития, другие еще остаются в менее развитом состоянии. В результате происходит рассогласование индивидуальных характеристик взаимодействующих подсистем, которое не должно превышать определенных пределов.

Примечание: статья опубликована в журнале "Цветные металлы" № 6, 2009 г.

УДК 622

© Штеер В.К. 2009 г.

ПОЭТАПНОЕ ОСВОЕНИЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ФОСФОРИТОВ

Штеер В.К., заместитель главного инженера ГМЗ-2 по производству Центрального рудоуправления ГП НГМК

В 1996 г. согласно Программе поэтапного освоения Кызылкумских месторождений фосфоритов Навоийскому горно-металлургическому комбинату поручено строительство Кызылкумского фосфоритного комплекса (КФК). Цех по производству фосфоритовой продукции входящий в состав КФК был введен в состав ГМЗ-2 под номером 8.

27 мая 1998 г. состоялся пуск первой очереди КФК с годовой производительностью 300 тыс. t необогащенной фосфоритной муки. Поставка оборудования осуществлялась компанией «Svedala», включавшая установку сушки, шаровую мельницу сухого помола, работающая в замкнутом цикле с воздушным сепаратором, пневмотранспортную систему и силосный склад. Отгрузка фосфоритной муки производилась на ОАО «Кокандский суперфосфатный завод» для производства простого аммонизированного суперфосфата.

С началом эксплуатации месторождения в комбинате была развернута программа научно-исследовательских и опытно-промышленных работ, направленная на разработку новых прогрессивных и экономичных технологий добычи и обогащения фосфоритовых руд, внедрение которых позволило в короткие сроки обеспечить дополнительное производство фосфоритных концентратов.

На основании выполненных исследований разработан комплекс технологий рудоподготовки и обогащения и на их основе – технологическая схема «сухого» обогащения фосфоритовой руды участка Ташкура.

Сущность технологии заключается в следующем:

Технология селективной выемки разных технологических типов и сортов фосфоритовых руд

Технология основана на закономерном слоистом распределении фосфата в разрезе фосфопластов. В средних слоях фосфопластов концентрируются в основном рыхлые зернистые фосфориты с высоким содержанием P_2O_5 и более низким загрязнением вредными компонентами. В верхних и в нижних частях фосфопластов сосредоточенны более бедные фосфориты. Выявленные природные особенности слоистой концентрации фосфата являются основанием для осуществления селективной добычи разных технологических сортов фосфоритовой руды. С целью минимизации разубоживания и потерь в процессе очистных работ, обеспечения селективной добычи руд отработка рудного пласта ведется подуступами мощностью 15-20 sm.

Технология посамосвальной радиометрической сортировки фосфоритовых руд

Установленная значимая корреляционная связь между содержанием P_2O_5 и урана, в том числе и по радию, стала основанием для использования естественной радиоактивности фосфоритов в качестве разделительного признака для сортировки руд по содержанию P_2O_5. Радиометрическая посамосвальная сортировка фосфоритовых

руд выполняет роль контрольной операции, дополняя селективную выемку, и позволяет выделять отвальные хвосты, забалансовую и рядовые сорта руды.

Технология обогащения фосфоритовых руд сухим грохочением, обеспыливанием и обжигом

Технология базируется на выявленных общих закономерностях гранулометрических характеристик фосфоритовых руд:

- наибольшее содержание P_2O_5 (22-26%) связано со средними по крупности зернистыми фракциями -0,5+0,05 mm, в них сосредоточены фосфоритные фаунистические образования, поскольку размеры раковин совпадают с границами этих фракций;
- в мелких фракциях -0,05 mm концентрируются кальцитовый цемент и глинистые алюмосиликаты, сюда же попадают наиболее мелкие фосфатные раковины и их обломки;
- материал крупностью +0,5 mm представлен кусками сцементированных фосфоритов и обломками разубоживающих пород.

В мелких и крупных фракциях содержание P_2O_5 значительно ниже, чем в исходной руде. Грохочением и отводом пыли из течек перепада получается продукт крупностью -0,5+0,05 mm с содержанием P_2O_5 22-25%.

Путем обжига содержание P_2O_5 в фосфоритном концентрате повышается до 26-28% за счет удаления конституционной воды, частичной декарбонизации (разложение кальцита на известь и летучую углекислоту), выгорания органики.

Разработанная на основании вышеуказанных технологий технологическая схема обогащения фосфоритовой руды была менее чем за два года спроектирована и построена. И 17 апреля 2001 г. был осуществлен ввод ее в эксплуатацию.

В эксплуатацию были переданы следующие объекты:

- узлы грохочения № 1 и № 2;
- дробильно-помольное отделение;
- установка обжига обогащенной фосфоритной руды (отделение обжига).

На прирельсовом складе введены в эксплуатацию два узла грохочения № 1 и № 2 (рис. 1). Каждый узел оборудован двумя грохотами ГИД-2000 с площадью грохочения 8 m^2 (комплект оборудования поставлен ЗАО «Горнозаводчик+», Россия). Грохочение рядовой руды осуществляется по классу 5 mm. Фракция +5 mm (с пониженным содержанием P_2O_5) не перерабатывается и складируется отдельно. Фракция -5 mm (с повышенным содержанием P_2O_5) отгружается автомобильным транспортом в дробильно-помольное отделение и в отделение обжига.

Рис. 1. Узел грохочения

Дробильно-помольное отделение включает две технологические линии. На линии № 1 эксплуатируется установка сушки, узел сухого грохочения и шаровая мельница сухого помола, работающая в замкнутом цикле с воздушным сепаратором. Линия № 2 включает вторую установку сушки и узел сухого грохочения. Грохочение осуществляется по классу 0,5 mm на грохотах ГИД-2000.

Отделение обжига включает установку обжига «POLCAL» (рис. 2). Технология и оборудование установки поставлены компанией «KRUPP POLYSIUS».

Доставляемая в цех руда с узлов грохочения (фракция -5 mm) распределяется на два потока. Первый поток руды направляется в дробильно-помольное отделение на сушку и грохочение по классу 0,5 mm. Фракция +0,5 mm подается на сухой помол для получения фосмуки. Фракция -0,5 mm направляется на обжиговую установку совместно со вторым потоком сырой исходной руды (фракция -5 mm). На входе в установку обжи-

Рис. 2. Установка обжига «POLCAL»

Рис. 3. Отделение промывки фосфоритовой руды

га исходное питание доизмельчается до требуемой крупности (-0,5 mm) в молотковой мельнице и подается в трубу-сушилку, являющуюся составной частью обжиговой установки.

При сушке используются отходящие газы обжиговой установки. В восходящем потоке трубы-сушилки материал высушивается до влажности менее 1%.

Обжиговая установка является печью мгновенного обжига и включает серию циклонов нагрева и охлаждения, соединенные с зоной обжига. Высушенный материал подается на нагрев, осуществляемый в два приема на циклонах нагрева. Отходящие газы из циклона первого приема нагрева обеспыливаются в рукавном фильтре. Пылевая фракция направляется в силоса и отгружается совместно с фосмукой.

Нагретый материал подается в зону обжига – кальцинатор.

Охлаждение обожженного концентрата осуществляется по приемам в четырех охладительных циклонах (рекуперирующих тепло). Обожженный фосконцентрат пневмотранспортом подается в силоса.

Отгрузка концентратов из силосов осуществляется в железнодорожные цистерны.

Производительность установки обжига по обожженному фосфоритному концентрату составляет 400 тыс. t в год.

Обожженный фосфоритный концентрат содержанием P_2O_5 26-28% отгружался в ОАО «Аммофос» г. Алмалык для получения аммофоса и фосфорной кислоты. Опыт первых 4 лет эксплуатации цеха № 8 ГМЗ-2 в режиме сухого обогащения выявил периоды увеличения содержания хлора в обожженном концентрате до 0,17-0,19% (при допустимом для производства ЭФК содержании не более 0,04%). Производство фосфорной кислоты из такого концентрата приводило к ускоренной коррозии технологического оборудования.

Анализ выполненных в течение более чем 20 лет исследований джеройских фосфоритов показал, что удовлетворительные результаты обогащения дает процесс, включающий промывку и кальцинирующий обжиг.

Промывка фосфоритовой руды

Логичным продолжением дальнейшего повышения качества и увеличения объемов продукции стала разработка совместного проекта НГМК и немецкой фирмы «Инжиниринг Доберсек» строительства отделения промывки фосфоритовой руды.

В течение 2006 г. были проведены строительные и монтажные работы, и 29 декабря этого же года отделение промывки было передано для проведения пуско-наладочных работ.

В состав отделения промывки входят две параллельные линии промывки, оснащенные идентичным оборудованием и рассчитанные на одинаковую производительность по исходному питанию (рис. 3).

Технологическая схема каждой линии промывки включает следующие технологические операции:

- мокрую дезинтеграцию исходной руды;
- мокрое грохочение продукта мокрой дезинтеграции по классу 5 mm с выводом в отвал фракции +5 mm;
- мокрое грохочение фракции -5 mm по классу 0,5 mm с выводом фракции -5+0,5 mm на установку сушки и сухого помола в дробильно-помольное отделение (для производства мытого сушенного концентрата);
- обесшламливание потока -0,5 mm в три приема на гидроциклонах. Обесшламливание осуществляется по граничному зерну 0,02 mm. При этом в отвал удаляются бедные шламы, а в качестве концентратной готовится фракция -0,5 +0,02 mm (содержание P_2O_5 - 23-25%);
- фильтрование мытого концентрата с отмывкой от хлора;
- сушка мытого концентрата до влажности менее 7%, направляемого в отделение обжига для получения мытого обожженного концентрата;
- сгущение шламов, возврат осветленной воды (слив сгустителя), удаление сгущенных шламов в хвостохранилище.

Реализация данного проекта позволила начать выпуск продукции удовлетворяющей требованиям потребителей, снизить выбросы пыли в атмосферу за счет удаления пылевой фракции в шламы,

исключить из технологической схемы узлы сухого грохочения руды.

В настоящее время цех № 8 ГМЗ-2 выпускает:

- мытый обожженный концентрат (P_2O_5 - 27-29%; Cl≤0,04%);
- мытый сушенный концентрат (P_2O_5 - 18-19%);
- фосфоритную муку (P_2O_5 - 16-18%).

Таким образом, реализация Программы поэтапного, комплексного освоения Кызылкумских месторождений фосфоритов с использованием передовых технологий по всей технологической цепи от селективной выемки руд до их последовательного обогащения в сочетании с сухими и мокрыми способами, позволило обеспечить потребность собственным фосфоритным сырьем заводы химической отрасли Республики Узбекистан.

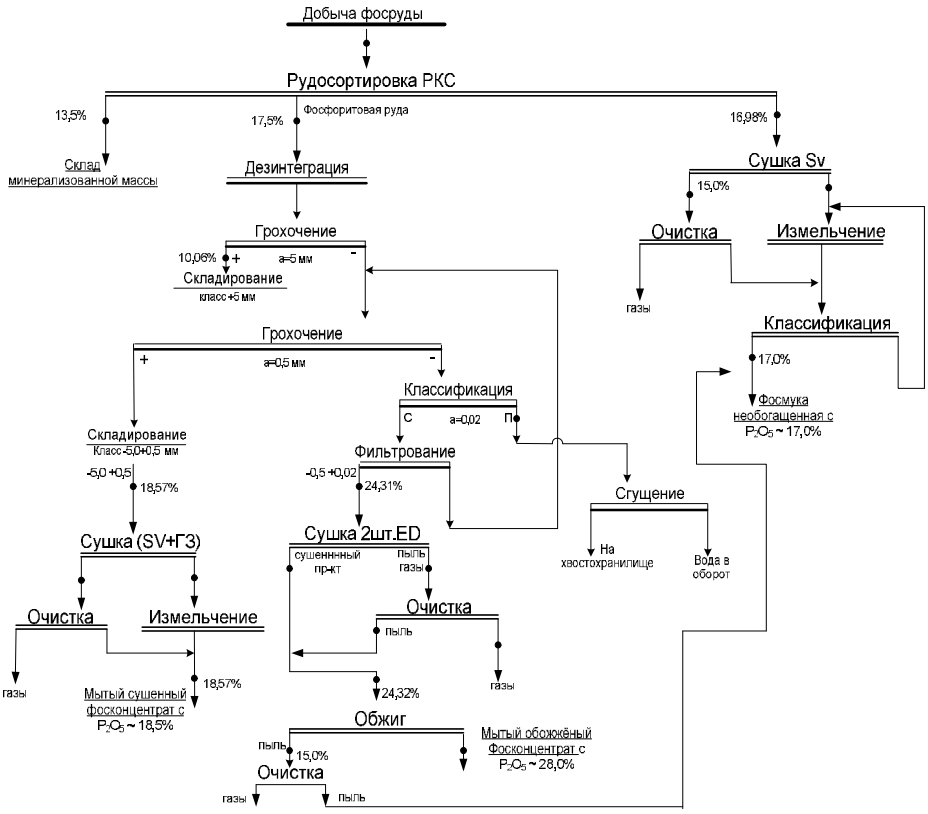


Рис. 4. Технологическая схема переработки фосфоритовой руды

В результате выполнена очень важная для страны задача улучшения плодородия земель и повышения урожайности сельскохозяйственных культур.

Технологическая схема переработки фосфоритовой руды представлена на рис. 4.

УДК 622

© Глотов Г.Н. 2009 г.

О НЕКОТОРЫХ АСПЕКТАХ ГЕОТЕХНОЛОГИЧЕСКОГО РАЙОНИРОВАНИЯ РУДНЫХ ЗАЛЕЖЕЙ ПЛАСТОВО-ИНФИЛЬТРАЦИОННЫХ МЕСТОРОЖДЕНИЙ УРАНА

Глотов Г.Н., зам. главного геолога ГП НГМК, канд. техн. наук

Актуальность проблемы геотехнологического районирования урановых месторождений гидрогенного генезиса особенно возросла в последние годы. Это находит свое объяснение, с одной стороны, в необходимости получения всесторонней характеристики флангов отрабатываемых месторождений и вновь разведанных и разведуемых месторождений как объектов подземного выщелачивания (ПВ) в связи с большой геотехнологической неоднородностью их рудных полей и поликомпонентностью урановых руд (наличием редких элементов), а с другой, в возможности иметь уже на стадии предварительной или детальной разведок геолого-экономическую оценку отдельной рудной залежи (ее частей) и всего месторождения с укрупненными показателями себестоимости добычи урана по промышленным типам и сортам руд, получаемых на основе прогнозных показателей процесса ПВ, что является важным для урано-

добывающих предприятий в условиях хозрасчета, рыночной экономики и нестабильности международной рыночной конъюнктуры на атомное сырье.

Под геотехнологическим районированием (ГТР) того или иного месторождения урана следует понимать комплекс исследований для выделения в его пределах рудных площадей однородного (или близкооднородного) строения по целому ряду природных признаков. Совокупный анализ этих признаков обуславливает для таких площадей возможность проектирования оптимальных скважинных систем (их вариантов) и режимов отработки эксплуатационных блоков, т.е. прямо способствует повышению эффективности добычи урана. Конечной целью геотехнологического районирования (или картирования) является выделение типов и сортов промышленных руд с расчетом основных прогнозных показателей процесса ПВ для каждого сорта руд и технико-экономическая оценка отработки как отдельной рудной залежи (или ее участка), так и месторождения в целом.

Такое картирование на стадии разведки помогает также в определении достаточного числа опытных участков ПВ и мест их заложения и способствует селективной и одновременно равномерной отработке рудных площадей.

Вопросами геотехнологического районирования занимались ЛГХК, НГМК, ВНИИХТ, ВИМС совместно с ПГО «Кызылтепагеология», собственно ВИМС, ВНИПИПТ и ИГЕМ АН СССР.

Естественно, что у каждой из этих организаций, их коллективов, занимающихся непосредственно проблемой ПВ, был свой подход к решению главной задачи - отработке принципиальной схемы деления промышленных руд на геотехнологические типы и сорта, а следовательно, и к оценке особенностей ее построения, обусловленных в первую очередь разницей в используемой аналитической базе (натурное геотехнологическое опробование, лабораторные геотехнологические исследования, наблюдения на опытных полигонах и, наконец, результаты опытно-промышленного ПВ), менее в методическом отношении.

При сопоставлении схем ГТР вышеназванных научных и производственных организаций подмечаются следующие их особенности:

- стремление разработчиков поздних схем к большей достоверности и точности прогноза геотехнологических показателей ПВ путем использования в качестве аналитической базы данных промышленного ПВ или полевых исследований на опытных блоках (НГМК, ЛГХК, ИГЕМ);

- понимание теми же разработчиками ведущей роли линии выклинивания зоны пластового окисления как природной границы двух морфо-минералого-геохимических частей (зон) роллообразной рудной залежи при делении промышленных руд на «мешковый» и «крыльевой» геотехнологические типы, различающиеся, по данным ЛГХК и НГМК, себестоимостью добычи урана;

- использование все меньшего количества исходных (геолого-гидрогеологических) и расчетных параметров для выделения геотехнологических сортов руд преимущественно за счет комплексирования простых параметров, при одновременном сокращении числа выделяемых сортов (НГМК, ЛГХК);

- тенденция к экспрессности получения геотехнолого-стоимостной оценки отработки рудной залежи (месторождения) с использованием компьютерных технологий (ЛГХК, НГМК);

- отличие схемы ВНИПИПТа в методическом отношении от всех других схем: согласно ей выделение типов рудных тел производится непосредственно под соответствующие скважинные системы разработки по параметрам:

$H_{руд}$ - глубина залегания рудных залежей (тел), m;

$Ш_{рз}$ – ширина рудных залежей (тел), m;

M – мощность рудовмещающего горизонта, m;

$\frac{m}{M}$ – линейный коэффициент рудоносности;

$K_ф$ – коэффициент фильтрации руд и рудовмещающих пород, $\frac{m}{sut}$;

P – площадная продуктивность рудных тел (залежей), $\frac{kg}{m^2}$.

Все другие же схемы ГТР предусматривают изначальное выделение геотехнологически-однородных рудных площадей по природным параметрам и условиям залегания, а для них уже необходим выбор той или иной системы разработки с целью получения укрупненных технико-экономических показателей (ТЭП) ПВ.

Схемы ГТР отрабатывались в основном применительно к сернокислотному способу ПВ урана, в значительно меньшей степени - к слабокислотно-бикарбонатному, и совсем не было уделено внимание безреагентному (минереагентному) способу.

Любые схемы ГТР, как бы они не были детально и глубоко разработаны по количеству признаков и параметров, определяющих ПВ, не могут быть представлены в логическом завершенном виде, если они не опираются на корректную аналитическую информационную базу и не замкнуты на конечный результат через геотехнолого-экономические модели ПВ, апробированные в условиях действующих предприятий.

Вот почему для схем районирования, разработанных на базе материалов лабораторных геотехнологических исследований или натурного геотехнологического опробования и использующих недетерминированные (вероятностные) модели ПВ, характерной чертой остается невысокая достоверность прогнозируемых показателей ПВ, а, следовательно, и посортовой себестоимости добычи урана.

Результаты проведенных исследований по разработке методики геотехнологического районирования гидрогенных месторождений урана на базе данных опытно-промышленного ПВ («эмпирико-статистический метод») и на основе широкого обоб-

щения и целенаправленного анализа многолетних производственно-исследовательских работ двух комбинатов (ЛГХК, НГМК) по изучению параметров и условий залегания рудных залежей и их влияния на процесс ПВ различных технологий позволили разработать общие принципы геотехнологического районирования на примере эксплуатации месторождений Северный и Южный Букинай, Бешкак, Сугралы, Кендыктюбе, Северный и Южный Карамурун по комплексу природных признаков и представить их в виде схемы (рис.).

Разработанная принципиальная схема геотехнологического районирования представляет собой ряд графо-расчетных операций на основе которых в границах объекта районирования (рудной залежи, ее части) можно выделять близкооднородные по условиям выщелачивания участки с определенными геотехнологическими типами промышленных руд, а для них, по критерию себестоимости добычи единицы продукции (для выбранной скважинной системы разработки), - геотехнологические сорта. Такой подход к районированию рудных площадей позволяет давать оценку отработки отдельных рудных залежей (их участков) и месторождения в целом.

Составляющими предлагаемой схемы геотехнологического районирования являются следующие последовательные графо-расчетные операции:

а) оценка информативности природных параметров для ПВ (полнота имеющихся по ним данных; диапазоны изменения; результаты сопоставления частных и сводных планов распределения их изозначений; выбор значимых для процессов кислотного, слабокислотно-бикарбонатного, безреагентного выщелачивания параметров);

б) проверка информативности параметров фактическими показателями эксплуатации (с использованием метода аналогии в случае отсутствия представительных данных по отработке);

в) деление руд по пригодности применения различных технологий ПВ (исходя из принятых промышленных кондиций на карбонатность, содержания сульфидов и т.д.);

г) выделение геотехнологических типов и сортов руд:

- типов руд по принадлежности к различным морфологическим частям роллообразных залежей (природным морфо-генетическим зонам), с их существенной разницей в значениях параметров: $K_{фн}$ – коэффициент фильтрационной неоднородности руд и вмещающих пород; $\frac{m}{M}$ - линейный коэффициент рудоносности; $\frac{c}{m}$ – коэффициент пропорциональности между содержанием урана и рудной мощностью в рудной залежи, совокупно определяющих меньшие удельные расходы реагентов на добычу урана в мешковой части залежи по сравнению с крыльевой;

- сортов руд по ведущим параметрам: продуктивности, карбонатности рудной залежи, коэффициенту фильтрационной неоднородности руд и пород рудовмещающего горизонта, и показателю $\frac{c}{m}$, характеризующему относительную «упорность» руд при выщелачивании, - в их комбинации между собой и при главной роли продуктивности, с получением через геотехнолого-экономическую модель ПВ расчетных таблиц (матриц) значений геотехнологических показателей ПВ и себестоимости добычи урана.

К этой схеме отработан эталонный сводный чертеж-карта геотехнологических типов и сортов руд масштаба 1:5000, отражающий основные условия отработки для объекта ГТР (характер распределения продуктивности, карбонатности, фильтрационных свойств руд и пород, отношения $\frac{c}{m}$ и $\frac{m}{M}$, и результаты районирования - деление урановых руд залежей на четыре геотехнологических типа («мешковый», «крыльевой», «зона сопряжения» и «пластообразный») и четыре геотехнологических сорта руд по критерию себестоимости добычи урана (1-й; 2-й; 3-й; 4-й); карта сопровождается опорными геологическими разрезами с посскважинными значениями параметров p, $\frac{c}{m}$, CO_2 – карбонатность руд и пород, %; M, $\frac{m}{M}$ и сравнительной проницаемостью руд и пород.

Предложенные для целей геотехнологического районирования рудных площадей пять ведущих природных параметров (p, CO_2, $K_{фн}$, $\frac{m}{M}$, $\frac{c}{m}$) вполне обеспечивают необходимую для практики точность определения прогнозных показателей ПВ (t – время отработки блоков ПВ, месяц, год, квартал; f – удельный расход растворов на одну m выщелачиваемой горнорудной массы, $\frac{м^3}{m}$; q_m – удельный расход реагента на одну тонну выщелачиваемой горнорудной массы, $\frac{\text{kg}}{\text{m}}$; q – удельный расход реагента на добычу одного $кг$ урана, $\frac{\text{kg}}{\text{kg}}$; C_p – среднее содержание урана в продуктивных растворах на заданный уровень извлечения, $\frac{\text{mg}}{\text{l}}$); при конкретном учете других условий отработки – параметров: M, $K_{пр}$, $m_{рз}$ – спрессованная мощность рудной залежи, $м$; t^o и др. - природных и технологических данных (для выбранных скважинных систем). Этот же комплекс параметров в совокупности с глубиной залегания руд и стоимостными показателями (стоимость бурения и сооружения технологических скважин, затраты на производственные переделы) позволяет рассчитывать для выделенных геотехнологических сортов руд себестоимость добычи урана, достаточно близкую к фактической.

Определяющую роль на формирование себестоимости добычи урана оказывают цены внутреннего рынка на энергоносители, материалы, ГСМ и т.д., а также спрос на урановое сырье на мировых рынках.

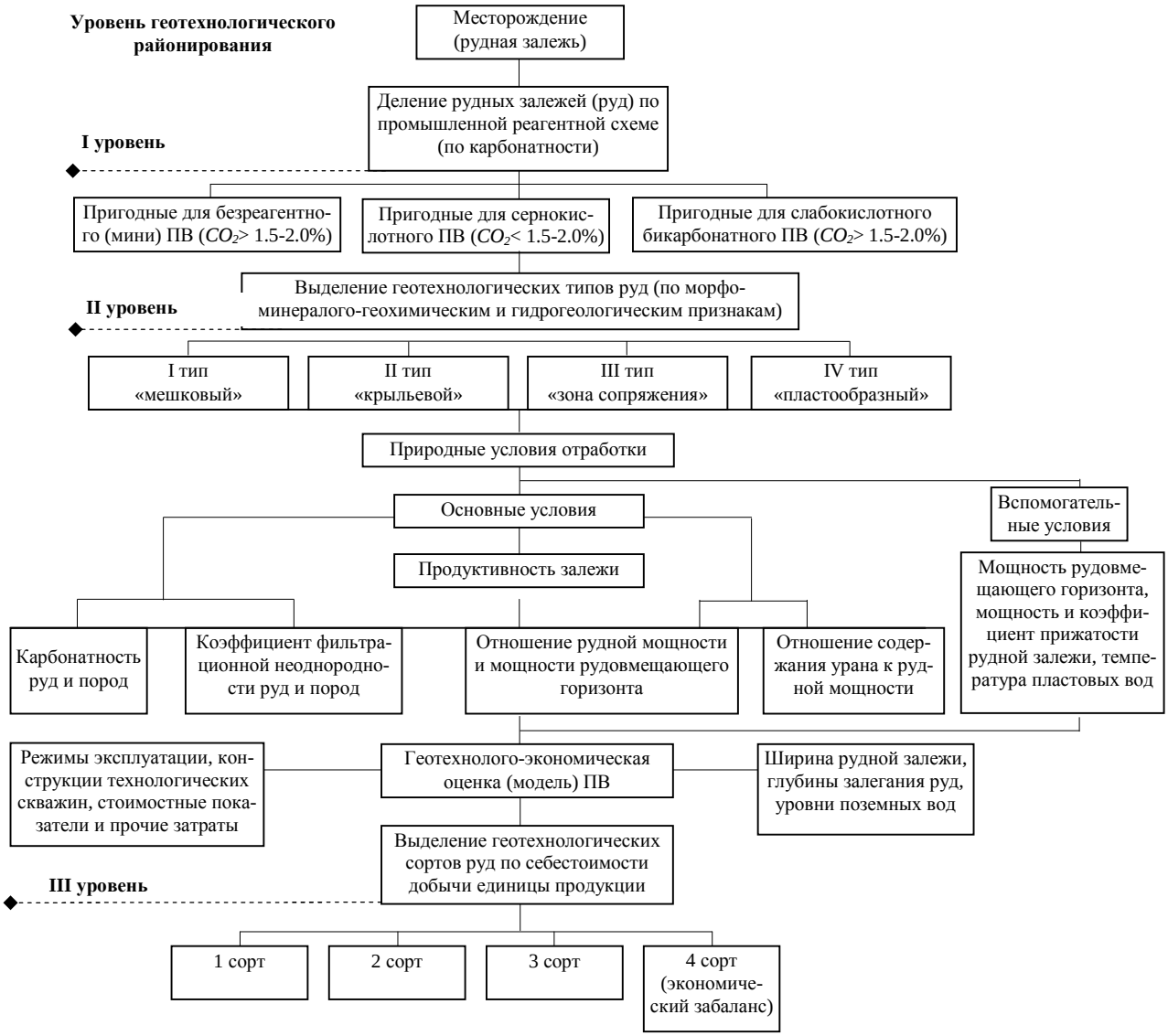


Рис. Принципиальная схема геотехнологического районирования гидрогенных месторождений урана, отрабатываемых способом ПВ (по Глотову Г.Н.)

Регулятором отнесения руд к геотехнологическим сортам могут служить статистические данные колебаний мировых цен за один *кг* урана (U_3O_8). Так, например, до 2002 г. цены за один кг урана на мировых рынках колебались в пределах 15-50 долл. США; тогда к первому сорту можно отнести руды с себестоимостью добычи в пределах 15 долл. США за кг урана (+15%), ко второму - от 17,3 до 32,5 долл. США (+7%), к третьему - от 35,0 до 50,0 долл. США, к четвертому (экономическому забалансу) - с себестоимостью более 50 долл. США. Конечно, такое деление носит условный (плавающий) характер и будет определяться ценами внутреннего рынка и конъюнктурными особенностями мирового рынка.

Конечная ценность любой рудной залежи и месторождения в целом будет зависеть как от соотношения количества сортов руд, так и от положения (нахождения) в экономически развитых районах.

Представляется возможным еще раз подчеркнуть, что детерминированный метод геотехнологического районирования основывается на опыте ретроспективного анализа результатов промышленного и опытно-промышленного ПВ месторождений Северный и Южный Букинай, Бешкак, Кендыктюбе, Северный и Южный Карамурун и использует разработанную модель процесса подземного выщелачивания, которая позволяет количественно оценивать влияние ведущих природных параметров урановорудных залежей и вмещающих их горизонтов проницаемых песчаных пород на эффективность ПВ урана. Метод представляет собой последовательный ряд графо-расчетных операций, таких как оценка по материалам разведки и выбор информативных для ПВ природных параметров, апробация информативности ведущих параметров фактическими показателями эксплуатации, деление рудных залежей по пригодности к кислотному, слабокислотно-бикарбонатному, безреагентному (минireагентному)

способам выщелачивания и выделение геотехнологических типов и сортов руд с составлением для последних соответствующих карт и разрезов, а также расчетов по определению себестоимости добычи урана.

Типы руд выделяются по принадлежности к различным частям роллообразных залежей (природным морфо-минералого-геохимическим и гидрогеологическим зонам) с их характерными значениями параметров $\frac{m}{M}$, $K_{фн}$ и $\frac{c}{m}$, которые совокупно определяют, например, большую технологичность руд мешковой части залежи по сравнению с крыльевой, а сорта руд - с учетом продуктивности, карбонатности и т.д. в прямом соответствии с расчетными таблицами (матрицами) геотехнологических показателей и себестоимости добычи урана для каждого из сортов в зависимости от условий отработки. Точность определения основных прогнозных показателей ПВ для выделенных сортов руд, следовательно, и себестоимость их добычи, вполне достаточна; само же определение показателей отличают экспрессность и возможность использования ЭВМ. Применение поправочных коэффициентов в модели ПВ для расчетов геотехнологических показателей отработки в зависимости от конкретных природных условий к тому же обуславливает универсальность характеризуемого метода.

Опыт методического геотехнологического районирования площадей вышеназванных месторождений позволяет рекомендовать производственным организациям, ведущим разведочные работы на гидрогенных месторождениях урана, следующее:

1. Геотехнологическое районирование должно быть первым этапом в комплексе работ по подготовке к освоению рудных площадей и производиться по данным предварительной и детальной разведок, доразведки флангов месторождения или участков, намечаемых непосредственно под отработку способом ПВ. Этот вид районирования предшествует проектированию горно-подготовительных работ и имеет цель получения экономической оценки разведанной залежи (месторождения) как промышленного объекта ПВ или проведения укрупненного планирования добычи урана. На стадиях разведки районирование помогает также наметить объемы и виды опытных работ по подземному выщелачиванию для каждого из выявленных геотехнологических типов и сортов руд.

2. Подсчет запасов урана по результатам предварительной или детальной разведок должен производиться на месторождении после геотехнологической оценки пространственного распределения руд по типам («мешковый», «крыльевой», «пластообразный», «зона сопряжения») и сортам, отличающимся заметно по удельной площадной продуктивности, карбонатности, параметрам $K_{фн}$, $\frac{m}{M}$ и $\frac{c}{m}$. Геологу - разведчику важно представлять конечную цель проводимого подсчета запасов - подсчет по геотехнологически однородным частям роллообразной рудной залежи, имеющим соответствующие характеристики лабораторных и полевых геотехнологических исследований или, что предпочтительнее, согласно разработанной НГМК и ЛГХК детерминированной модели подземного выщелачивания урана.

УДК 553.042:553.411/491 (575.11)

© Игамбердиев Э.Э. 2009 г.

СЕРЕБРО–ЗОЛОТОРУДНЫЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ АЛМАЛЫК–АНГРЕНСКОГО РУДНОГО РАЙОНА И ИХ ПЛАТИНОНОСНОСТЬ

Игамбердиев Э.Э., аспирант кафедры «Минералогия и геохимия» геологического факультета НУУ им. Мирзо Улугбека

В Алмалык-Ангренском рудном районе для отдельных рудных **Au-Ag** и собственно **Ag**-ных месторождений наметилась [1-3] практически значимая платиноносность. Исследованиями [4] магматических (позднемагматических), контактово-пневматолитовых (скарновых), гидротермальных (плутоно- и вулканогенных), телетермальных, эпигенетических месторождений Срединного Тянь-Шаня установлена их платиновометальность, в которых металлы платиновой группы (МПГ) образуют собственные минеральные формы обособлений, включая достаточно распространенные выделения [5] наноструктурного (кластерного) типа. Согласно [6, 7] региональная (территориальная) платиновометальность (собственно платиновометальная, платинщ-содержащая и др.) минерализации образуют подобие зональности (по данным К.Л. Бабаева, Р.Г. Юсупова), когда по мере перехода от Северной в сторону Срединной и далее Южно-Тяньшаньской металлогенической провинции и Памира в благородно-металльных составах руд нарастают элементы «легкой» платины за счет перехода «тяжелых» на смешанные составы «легко-и тяжелоплатиновометальные компоненты» и далее происходит преобла-

дающее накопление элементов «легкой» платины. В составах руд телетермальных, эпигенетических месторождений намечается закономерное и последовательное накопление «легкой» платины (самородные **Pd, Rh** в минеральной форме). В породах мафит-ультрамафитовых комплексов практически незначимые концентрации металлов «тяжелой» платины сменяются на легкоплатиновометальность в гидротермальных, эпигенетических, гидрогенных и других типах месторождений. Магматические (позднемагматические) мафит-ультрамафитовые (Атбаши, Турдук, Кызата и др.) комплексы контролируют сопутствующие месторождения платиновометального типа.

Мафит-ультрамафитовые (Тамдытау, Тебинбулак, Кульджуктау) плутоны как носители позднемагматических сульфидов, в составах которых развивается сопутствующий комплекс минеральной платины (куперит, сперрилит, палладистая и золото-паладистая платина, порпецит и др.) рассматриваются как перспективные на нетрадиционную платиновометальность. В результате на основе металлов платиновой группы формируется своеобразный практически значимый парагенезис минералов «тяжелой» платины - самородные минералы, сплавы металлов платиновой группы, интерметаллиды и др.

Самородное железо (феррит, **α - Fe**) является носителем обширного набора элементов- примесей (**Co, Ni, P, C** и др.), включая металлы платиновой группы и может служить типоморфным показателем и сопутствующим компонентом платиновометальной минерализации.

Самородное железо будучи акцессорно-минеральным обособлением по элементам- примесям и региональной распространенности образует Срединнотяньшаньскую (**Si, Cr, Au, Cu** и др.) и Южнотяньшаньскую (**Si, Cr, Cu, Mn, Pd, Pt** и др.) минеральные соединения.

В составе самородного железа (**α - Fe**) из пород кошмансайской лампрофанитовой (мафит-ультрамафитовый комплекс с повышенной калиевой щелочностью) диатремы устанавливается типоморфный набор элементов- примесей- **Si, Ti, Mn, V, Cr, Ni, Co, Au, Ag, Cu** и др. При этом кристаллохимические (эмпирические) формулы исследованных образцов ферритов (α - Fe) представлены:

- обр. 1049 : **α – Fe, Ti, Mn** (**V, Cr…**);
- обр. А-224:**α – Fe, Ti, Mn** (**Cu, Co, Ni …**)

Ферриты Кошмансая по составу подразделяются на ванадиевые (*обр. 1049*) и **Co – Ni** содержащие (А-224). Образец феррита (№ 1049) из цементирующей массы субстрата шаро- и каплевидной (до 2-3 см в поперечнике) формы выделений представлен повышенной марганцовистостью и практическим отсутствием содержаний **Ni** и **Co**. В матрице феррита присутствуют минеральные включения самородного золота и, раздельно, самородного серебра (рис. 1).

Кристаллохимические (эмпирические) формулы:

- самородного золота: **4(Au, Ag)•0,06 Cu•0,4 Fe;**
- самородного серебра: **Ag•0,2 Fe;**
- аргентита: **Ag•0,1 Fe•0,4 S** или Ag_2S.

В матрице феррита (α - Fe) включения самородных золота, серебра, а также сульфида (аргентита) обособляются как железосодержащие. В составе самородного золота (проба 850) серебро образует собственные минеральные формы (самородное серебро, аргентит).

В состоянии рассеяния серебро проявляет свойства сидерофильности [8]. В железных метеоритах или металлической фазе примеси Ag склонны возрастать относительно кларка до 30- ти кратной величины.

В составе феррита (**α - Fe**) (*обр. 1049*) избыточная концентрация сульфидной серы связывает Ag с серой и как результат образуются выделения структур собственного минерала (аргентита).

В составе феррита (**α - Fe**) совместное нахождение **Fe** и **Au** показательно на их параэлементные связи [9]. Однако растворимость Au в Fe в количестве 1,5 от % при 850 ^{0}C, при некотором его избыт-

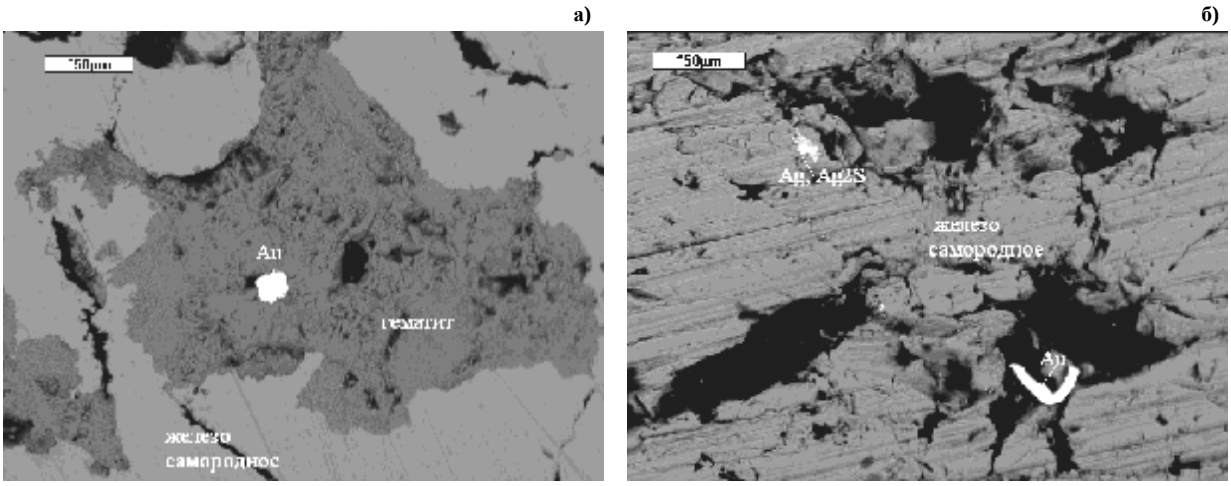


Рис. 1. Матрица феррита (α – Fe) с обособлениями гематита (а), самородных Au (а, б) и Ag (б), аргентита (б)

ке склонно давать собственные минеральные формы (самородное Au разной пробности), захватывая и металлы платиновой группы).

В кошмансайских ферритах (**α – Fe**, *обр. А - 224*) рост концентрации **Ni** и **Co** происходит в корреляционной связи с металлами платиновой группы (**Pt, Pd, Ru, Rh** и др.). Присутствие **Mn** (марганцовистые ферриты) связывают [1] с возможной золотоносностью, сереброносностью и «стерильностью» на платиновометальность [4].

В субщелочных умереннокислых гранитоидах (монцониты, адамеллиты, гранодиориты C_2 возраста) Срединного Тянь-Шаня (Ангренское плато, Кызылалмасай) проявились рудно- акцессорные минеральные обособления порпецита, сплавов на основе **Au – Pd – Fe** [10] и их интерметаллидов, в которых металлам «легкой» (**Pd, Rh** и др.) и «тяжелой» (**Pt, Os, Ir**) платины сопутствуют практически значимым содержаниям **Au, Cu, Bi, Co, Ni** и др., разработка и извлечение которых определяют схемы разделения – извлечения «легких» платиноидов, пока отсутствующие для производственных условий.

Контактово- пневматолитовые месторождения (скарновые, скарново-колчеданные, скарново-магнетитовые и др.) образуют пространственные и генетические связи с комплексом плутоногенных пород C_2 (Бозимчак, Гавасай, Курутегерек, Сюрьената и др.). Это промышленные золото-платиновометально-меднорудные [11] объекты с нетрадиционной (перспективной) платиновометальной минерализацией, в которых металлы платиновой группы (**Pd, Pt**) образуют комплекс с **Au, Cu, Mo** и др.

На этих месторождениях минералы Au, Bi, Ni и др., в сопутствующем комплексе с пирротином, моихукитом, хейкокитом, халькопиритом, блеклорудными минералами, включая и теллуриды **Pd, Bi, Au, Ag, Pb** и др., образуют тесный парагенезис с минеральными компонентами «легкой» (**Pd, Rh, Ru**) платины и, собственно, самой **Pt**. В составах руд металлы и их минеральные выделения группы платины (порпецит, поликсен, палладит, потарит, аллопаладий, куперит, сперрилит, самородная платина и др.) являются показателями на высокопроявленную их минералообразующую активность и могут вовлекаться в процессы комплексной отработки, в основном, на золото-платиново-палладий-меднорудность, включая сопутствующие **Mo, Re, Ag, Pb, Zn** и др.

Гидротермальные (плутоно- и вулканогенные, интрателлуридные) **месторождения** -**Cu – Mo – вые порфировые руды Алмалыка**. Руды сульфидные с промышленным содержанием **Cu** и сопутствующими **Mo, Au, Ag, Te, Se, Re, Pt, Pd, Os** и др. Моноокись **Os(**187) рассматривают как продукт **β** – перехода **Re(**187) [8]. В рудах общая значимость содержания благородных (**Au**, МПГ), редких и рассеянных элементов рассматриваются как полезные компоненты, попутное извлечение которых может достигать существенных количеств и положительно оказывать влияние на экономическую оценку.

Месторождение Актепа (**Ag – Co- Ni с Bi - U**) серебро- полисульфидной формации характеризуется комплексным (до 4 kg/t **Ag**, до 2,9% **As**, 0,1% **Co**, 0,07% **Ni**, 0,4% **Pb**, 0,11% **Zn**, 0,18% **Sb**, 0,012% **Bi**, включая **U, Th** и др.) составом руд, включая минералы самородных компонентов (**α- Fe** – мышьяковистая, **Bi, As, Rh, Ag** и др.) в сопутствующем комплексе с арсенидами и сульфоарсенидами **Ni, Co** и др. В [2] расмотрен химический состав самородного **Ag** (I–III), **Fe – Ni – Co** арсенидов («Корки» обрастания самородного **Ag** (IV-IX)).

В матрице самородного **Ag** постоянно присутствуют в повышенных количествах примеси **Rh** (до 1380 g/t), **Pd** (до 400-500 g/t), **Pt** (не более 100 g/t). Родий в самородном **Ag** образует самостоятельные минеральные выделения, диагностируемые ближе как самородно – родиевые. На самородном **Ag** корковые налеты по минеральным составам довольно разнообразны (никелин, скуттерудит, леллингит, раммельсбергит и др.).

В результате «корковые» минералы ряда **Fe – Pb, Ni, Co – Ag; Ag – As** и другие как продукты гипогенного окисления мышьяка формируют следующую последовательность рис. 2 [2]:

В рудах месторождения «Актепа» суммарное количество металлов «легкой» платины (**Pd, Rh, Ru** и др.) близко 10-15 g/t [2] со значимостью **Rh≥…Pd≥… Pt≥**… Самородное **Ag** фактически является минералом – концентратором и ведущим минералом – носителем МПГ, определяя практическую (экономическую) благоприятность извлечения сопутствующей платиновометальной минерализации. Аналоги месторождения Актепа можно сопоставить с месторождениями Бауззер (Марокко), Большое Медьвежье озеро (Канада) и др.

Гидротермальные (интрателлурические, вулканогенные) **месторождения.** Для золоторудных гидротермальных (интрателлурических) месторож-

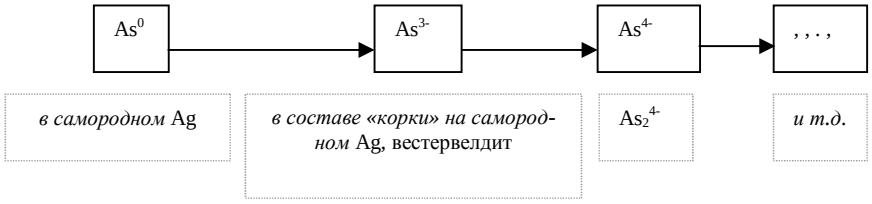


Рис. 2. В матрице самородного **Ag** (металла) характерен определенный набор МПГ; **Pd** – образует с **Ag** непрерывные твердые растворы, возможно, и соединения; **Rh** – практически не склонен образовывать непрерывные твердые растворы; характерна ограниченная смешиваемость металла в расплаве **Ag** [2] и образует наноструктурные минеральные формы; **Ru** – с **Ag** не взаимодействует, формирует ограниченные твердые растворы; **Pt** – с **Ag** образует ограниченные твердые растворы

дений (Мурунтау, Мютенбай, Бесапан, Триада и др.) также характерно проявление платинометальности (сопутствующей) в составах кварц-мышьяково-вольфрамово-серебро-золоторудных семейства рудных формаций (золото - кварцевой). Нетрадиционная платинометальность (кластерный характер платинометальных компонентов) месторождений, прежде всего, тяготеет к **Au – Ag**-ным минеральным компонентам, сульфасольной минерализации и углеродистым веществам (графит-антроксолитовой массы), арсенопиритам, пиритам и др.

Месторождение Кумтор (Срединный Тянь-Шань) с золото-вольфрамовым и сульфидно- вкрапленным типом руд также имеет интрателлурическую природу происхождения. Метасоматические руды формировались в протяженных субпластовых нарушениях; руды размещаются в секущих разломах и представляют штокверковый тип минерализации; субпластовые и штокверковые рудные тела содержат соответственно 4,26 и 7,14 g/t **Au**, 3,58 и 4,23 g/t (**Pt≥Pd≥Rh≥…**) МПГ (суммарно).

Месторождения золото-теллуровой формации (Кочбулак, Кайрагач, Каульды, Актурпак, Гулдурама, Бургунда и др.) связывают с развитием гидротермальных (вулканогенных) процессов.

Месторождение Кочбулак пространственно контролируется породами дацит- андезитового комплекса. Оруденение умеренносульфидное, в составах руд участвуют минеральные выделения теллуридов, селенидов, сульфосолей, сульфостанатов, самородных металлов (более 150 – ти минералов, из них 110 – рудных).

Рассмотрен химический состав самородного Au, в котором характерны обширные наборы рудных примесей (**Ag, Cu, Fe, As, Sb, Hg, Pb, Se, Te, Ni** и др.). Платинометальность самородного Au близка значениям от менее 10 до 1000 g/t; **Pd** от менее 10 g/t до 6 вес. % (порпециты) со значимостью **Pd≥Pt≥Rh≥…** По [12] центральная часть порпецита состоит из высокопробного и желтого Au и далее тонкой каемки порпецита (основные линии на диаграмме 2,32 (10), 2,04 (8), 2,34 (10), 1,226 (10), 0,910 (8) и др.).

Месторождения золото-сереброрудной формации охватывают Кызылалмасай, Арабулак, Чадак и Реваште. Месторождение Кызылалмасай со всеми рудными полями (Междуречье, Самарчук и Чумаук I и II), рассматривается как наиболее характерный представитель объектов золото-сереброрудной формации.

Также исследованы химические составы самородных **Au, Ag** и других сопутствующих минеральных обособлений для месторождения Кызылалмасай. Проба самородного **Au** близка 300-700, с ростом пробности **Au** усиливается наноструктурная примесь **Pt,** с падением пробности возрастает палладиеносность золотин. Суммарное содержание МПГ в составах руд не превышает 1,0 g/t со значимостью **Pd≥Pt≥Rh≥…**

Группу телетермальных, эпигенетических и гидрогенных месторождений контролируют углеродсодержащие (нередко, тухолитовые) сланцевые горизонты турона. Признаки их связи с развитием магматических процессов практически отсутствуют. В генетическом плане рассматриваемые месторождения следует связывать с продуктами дифференциации осадочного и вулканогенно-осадочного литосферного вещества.

С комплексом телетермальных месторождений близко сопряжены многочисленные гидрогенные месторождения с уран- ванадиевым оруденением и сопутствующими наборами **Au**, МПГ, **Cu, Mo, Re, Se, Sc, V** и др. Углеродистые рудные формации представляют собой фрагменты сквозных трансрегиональных осадков с оруденением метоосадочного типа, перспективы которых представляют определенный практический интерес на МПГ, **Au – Ag, Cu, Mo, Re, U, Th** со значимостью **Ru≥Rh≥Pd≥Pt≥…**

Юсупташский тип благороднометальной минерализации связан с породами прибрежно-морских (пляжных фаций) верхнеэоцен-нижнеолигоценового возраста, в составе которых развиты мергели, глины монтморилонитового состава и ракушняки туркестанского яруса (низы разреза) с налеганием на них т.н. «продуктивной» толщи из высокосортных кварцевых песков и песчаников, гравелитов (всего, суммарной мощностью 120 m).

Исследованиями на масспектрометре с электронно-связанной плазмой высококремниевых гравийно- галечниковых пород, включая кварцевые пески и песчаники на карбонатном цементе установлена благороднометальность (**Au, Pd, Rh** и др.) и сопутствующая минерализация пород и минералов на уран. В рассматриваемых образованиях устанавливается от 2 до 2,5 g/t **Au**, от 4,4 до 5,6 g/t **Pd** с сопутствующими **Pt**, **U** и др. На объекте благороднометальное оруденение принадлежит к категории наноструктурных (кластерных) выделений с размерностью близкой 100 нм с локализацией в составах **Fe–Si–U** (окисно – гидроокисных) компонентов галечников и кварцевых песчаников. В палеогеновых прибрежно- морских (осадочных) породах месторождения «Юсупташ» благороднометальную (кластерную) минерализацию следует рассматривать как продукты радиогенного распада с накоплением основных (**Au**, МПГ, **Pb** и др.) и сопутствующих (парагенезисы МПГ – **U, Au, Ag, Se, Te** и др.) рудных компонентов.

Выводы

1. В Алмалык- Ангренском рудном районе месторождения медно- порфировой, золото- теллуровой, золото- серебряной, серебро- полиметаллической и диарсенидно-серебряной формаций кроме золотоносности, сереброносности обладают сопутствующей платиноносностью. Платинометальность

характерна для большинства **Au** – и **Ag** – содержащих рудных месторождений со значимостями **Au-Ag** в качестве ведущих рудных компонентов.

В рудных месторождениях металлы платиновой группы (**Ru, Pd, Rh** и др.) проявляют прямые (положительные) геохимические (параэлементные) связи с Au, **Ag, Cu, Fe, As, Se, Te** и др. При этом самородные **Au** и **Ag** содержат типоморфные примеси **Pt, Rh**; самородное **Au** склонно накапливать в своем составе **Pd** (порпецит) и, незначительно, **Pt** (в изоморфной, возможно, кластерной форме). Самородное **Ag** обособляется с повышенными значениями **Rh** и **Pd.**

2. На территории Алмалык- Ангренского рудного района получил распространение новый (юсупташский) благороднометальный тип (**Au, Pd, Rh** и др.) минерализации.

Юсупташский тип минерализации в сопутствующем комплексе с **U, Th**, и **Tc** и др., тяготеет к местам выделения **Fe–Si–U** (окисно-гидроокисных компонентов) в составах палеогеновых прибрежно-морских (осадочных) пород и минералов и, возможно, связан с продуктами радиогенного распада с последующим накоплением **Au**, МПГ, **Pb, Ag, Se, Te** и других полезных компонентов.

Список литературы:

1. Юсупов Р.Г., Тимофеева Т.С., Мусаева М.М. «Геохимические особенности платиноидов орогенных областей и их акцессорно – минеральные парагенезисы (Срединный и Южный Тянь - Шань)». Геохимия, 1997, № 1, 37-45 с.

2. Юсупов Р.Г., Юлдашев М.Н., Тимофеева Т.С. «Парагенезисы серебра и элементов «легкой» платины, проблемы сереброносности и сопутствующей платиноносности рудных месторождений орогенных областей (Срединный и Южный Тянь - Шань)». / «Геология и минеральные ресурсы», 1999, № 6, 17-24 с.

3. Юсупов Р.Г., Тимофеева Т.С. Мусаева М.М. «Платиноиды орогенных областей, геохимические особенности и акцессорно-минеральные парагенезисы (Срединный и Южный Тянь - Шань)». / Узб. геол. ж., 1994, № 6, 31-43 с.

4. Юсупов Р.Г., Тимофеева Т.С. Мусаева М.М. «Платиноносность Тянь - Шаня»./ Инф. сборник «Геологическое изучение и использование недр», 1995, М.: «Геоинформмарк», вып.5, 3-18 с.

5. Юсупов Р.Г., Игамбердиев Э.Э., Ахмедшаев А.Ш. «Благороднометальная наногеохимия магматических комплексов, проблемы их потенциальной и сопутствующей рудоносности (Кызылкумо – Кураминский окраино – континентальный пояс)» / Тр. Симпозиум, Владивосток 17 - 18.08.2008 г.; Владивосток; «Дальнаука», 2008, 101-109 с.

6. Юсупов Р.Г., Рафиков Я.Ш, Ахмедшаев А.Ш., Мусаева М.М. «Платиноносность Срединного и Южного Тянь – Шаня». Тр. межд. научно- практ. конф. «Проблемы рудных геологоразведочных работ» (21-23 окт. 2003 г.). Ташкент: ИМР Госкомгеологии, 2003, 269-271 с.

7. Юсупов Р.Г. «Роль и научный вклад К.Л. Бабаева в генетическую классификацию эндогенных рудных месторождений»./«Отечественная геология», 1996,№ 12, 41-43 с.

8. Бадалов С.Т. «Геохимические особенности рудообразующих систем». Ташкент, «Фан», 1991, 141 с.

9. Уклонский А.С. «Проблемы минералогии и геохимии». Ташкент, Узб. тр.- Ташкент: «Фан», 1982, 200 с.

10. Юсупов Р.Г. «Геохимия пород интрузивного магматизма». Ташкент, «Фан», 1983, 143 с.

11. Тимофеева Т.С. «Минералы платины и палладия в рудах золото-колчеданного месторождения». ЗВМО, ч.97, II сер. вып. № 4, 1968 г.

12. Тимофеева Т.С., Мансуров М.М., Голочуков П.В. «О палладистом золоте Кочбулака». / «Узб. геол. ж.», 1978, № 5, 25-27 с.

УДК 622

© Санакулов К.С., Шеметов П.А. 2009 г.

РЕСУРСОСБЕРЕГАЮЩИЕ ТЕХНОЛОГИИ ПЕРЕРАБОТКИ МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ ТЕХНОГЕННОГО ПРОИСХОЖДЕНИЯ

Санакулов К.С., генеральный директор ГП НГМК, канд. техн. наук; **Шеметов П.А.**, главный инженер ГП НГМК, докт. техн. наук

Современный рынок переживает время явного дефицита минерального сырья. Запасы месторождений с высоким исходным содержанием и легкообогатимыми рудами в настоящее время истощены, и в разработку вовлекаются труднодоступные по добыче и сложные по переработке руды. Высокие цены на металлы на мировом рынке создают благоприятную ситуацию для разработки месторождений с низким содержанием минерального сырья, труднодоступных руд по добыче и переработке и вовлечения в переработку минеральных ресурсов техногенного происхождения. В связи с этим, эффективное планирование развития экономики невозможно без учета возможности вовлечения в переработку отходов горно-металлургических производств, в которых содержание ценных компонентов соизмеримо с содержаниями в добываемом первичном сырье. Такая ситуация объясняется тем, что даже использование передовых технологий добычи и переработки

полезных ископаемых, применяемых на ГП «Навоийский ГМК» и ОАО «Алмалыкский ГМК», являющихся по своим производственно-экономическим показателям, по сложности и новизне решаемых в процессе эксплуатации научно-технических задач уникальными в мировой горнорудной практике, производство комбинатов не является безотходным. С начала отработки месторождений в складских хозяйствах и хвостохранилищах ГП «Навоийский ГМК» и ОАО «Алмалыкский ГМК» накоплено более трёх миллиардов тонн отходов некондиционного полезного ископаемого.

В настоящее время на отвалах ОАО «Алмалыкский ГМК» в результате многолетней переработки руд скопилось: хвостов флотации 960,5 млн. t; шлаков пирометаллургического процесса 12,4 млн. t; клинкера цинкового завода 533 тыс. t. В хвостохранилищах обогатительных заводов ГП «Навоийский ГМК» находится 768,2 млн. t отходов. В отвалах вскрышных пород карьеров Мурунтау, Кокпатас, Даугызтау, Марджанбулак, Зармитан, Аджибугут накоплено 2,12 млрд. t некондиционного полезного ископаемого.

Сегодня эти минеральные отходы горно-металлургического производства можно рассматривать как техногенное сырье, которое может быть подвергнуто рентабельной переработке для выделения ценных компонентов. В ГП «Навоийский ГМК» и ОАО «Алмалыкский ГМК» ведутся целенаправленные исследования по совершенствованию технологических процессов переработки техногенного сырья и извлечения основных ценных компонентов на основе современных методов обогащения, гидро- и пирометаллургии (табл. 1).

В Узбекистане накоплен значительный научный задел и практический опыт создания и применения ресурсосберегающих технологий переработки минерального сырья техногенных месторождений. Сокращение отходов горного производства с расширением номенклатуры товарной продукции горно-металлургических предприятий является актуальной задачей.

В ОАО «Алмалыкский ГМК» разработаны технологии по бактериальному выщелачиванию меди из текущих и лежалых хвостов флотации МОФ, а также кеков после тиосульфатного выщелачивания благородных металлов с извлечением меди 72%, 80%, 74,4% соответственно.

Внедрение в производство разработанной технологии плавки нового состава шихты в кислородно – факельной печи, состоящей из медного сульфидного концентрата, золотосодержащих концентратов золотоизвлекательных фабрик, клинкера цинкового производства, флюсов и оборотов позволило повысить ежегодную переработку золотосодержащего концентрата на 5% в шихте, увеличить клинкер на 50%.

Разработан способ переработки медного клинкера методом отражательной плавки. Способ основан на шихтовке медных концентратов с мелкодисперсным кварцевым флюсом, медьсодержащим клинкером цинкового производства и оборотными материалами.

Разработанная технология на основе шихты, состоящей из медного сульфидного концентрата, золотосодержащих концентратов золотоизвлекательных фабрик, клинкера цинкового производства, шламов отмывки кварцевой руды и других флюсов позволила довести ежегодную переработку клинкера до 20-30 тыс. t или 12-16% в шихте, а ранее не перерабатываемого шлама до ежегодной переработки 5-8 тыс. t или 3-5% в шихте.

В ГП «Навоийский ГМК» рекомендован метод глубокой гравитации для обогащения отвалов добычи руд месторождения Мурунтау с получением отвальных

Таблица 1

Отходы горно-металлургических производств ГП «Навоийский ГМК» и ОАО «Алмалыкский ГМК»

Наименование	Кол-во, млн. t	Химический состав					
		Cu,%	Pb,%	Zn,%	Au, g/t	Ag, g/t	Fe
Отходы переработки медно-молибденовых руд ОАО «Алмалыкский ГМК»							
Отвальные хвосты флотации	272,9	0,19	–	–	0,3	1,3	–
Шлаки отражательной и кислородно-факельной плавки	12,4	0,6-0,8	0,1	0,8-1,0	0,3-0,4	1,5-2,0	32,0-37,0
Отходы переработки свинцово-цинковых руд ОАО «Алмалыкский ГМК»							
Клинкер медный	0,5	1,4	0,32	0,32	2,36	181,5	–
Свинцовый кек	0,04	0,26	41,3	41,3	0,78	215,2	–
Отходы переработки золотосодержащих руд ГП «Навоийский ГМК»							
Отвалы добычи руд карьеров	2120,0	–	–	–	0,22-0,35	–	–
Магнитная фракция ГМЗ-2	0,02	–	–	–	10-20	–	–
Отходы КВ	157,0	–	–	–	0,6	–	–
Хвостохранилище МЗИУ	10,0	–	–	–	0,8	–	–

Таблица 2

Основные ресурсосберегающие технологии переработки отходов горно-металлургических производств

Источник образования ресурсов	Пути и приемы решения задач
Отходы переработки медно-молибденовых руд: **1.1.** отвальные хвосты флотации **1.2.** шлаки отражательной и кислородно-факельной плавки	Биоокисление хвостов флотации с последующим выщелачиванием меди, золота.
Отходы переработки свинцово-цинковых руд: **2.1.** клинкер медный **2.2.** свинцовый кек	Флотационное обогащение шлаков переработки свинцово-цинковых руд
Отходы переработки золотосодержащих руд: **3.1.** отвалы добычи руд карьера Мурунтау	**3.1.** рудосортировка и переработка гидрометаллургическим способом
3.2. магнитная фракция	**3.2.** Сернокислотное выщелачивание магнитной фракции, получение сульфата железа, извлечение золота из кека сорбционным цианированием
3.3. отходы кучного выщелачивания золота	**3.3**. обогащение бортовой и верхней части кучи методом глубокой гравитации
3.4. хвостохранилище МЗИУ	**3.4.** сорбционная технология извлечения золота в смеси с рудой

по золоту хвостов гравитации при извлечении золота в концентрат не ниже 80% с выходом концентрата 3,0÷3,5%. Сорбционное цианирование гравитационных концентратов позволяет извлечь в цианистый раствор около 98% золота, а при гравитационной доводке концентрата в головку – не более 67% золота.

Проведены исследования возможности извлечения золота из вторичного сырья Марджанбулакского ЗИУ. Рекомендована совместная переработка техногенного сырья с исходной рудой непосредственно в производственных условиях Марджанбулакского ЗИУ.

Анализ состояния отработанных руд кучного выщелачивания показывает, что в поверхностных частях и в краях формирования кучи наблюдается недостаточное сквозное извлечение золота из-за технического затруднения орошения края куч. Предложен метод глубокой гравитации для доизвлечения золота из краевых частей кучи. Внедрение предложенного способа позволяет дополнительно получить золото из отходов процесса кучного выщелачивания с извлечением 70%.

Основные ресурсосберегающие технологии переработки отходов Навоийского и Алмалыкского горно-металлургических производств показаны в табл.2.

Для изучения возможности биоокисления некондиционных сульфидных руд месторождения Кокпатас кучным способом в ГП «Навоийский ГМК» совместно с Институтом микробиологии АН РУз проведены лабораторные и полупромышленные испытания. Применение ассоциации микроорганизмов К-1 и 3-9М позволяет извлечь золото из некондиционных сульфидных руд методом кучного бактериального выщелачивания. Исследования показали, что вторичное сырье можно использовать для получения товаров народного потребления. На основе отходов переработки горного производства расширена номенклатура товарной продукции. Например, предложен способ производства раствора и кристаллической соли сульфата железа из магнитной фракции. Технологической схемой предусматривается получение готовой продукции в виде раствора сернокислотного железа с концентрацией $FeSO_4$ 80…100 g/l, используемого для обезвреживания циансодержащих хвостовых пульп цеха № 2 гидрометаллургического завода № 1, и кристаллической соли сернокислого железа ($FeSO_4x7H_2O$), используемой в качестве коагулянта при приготовлении хозпитьевой воды.

На основе песковых конгломератов литейного производства ПО «Навоийский машиностроительный завод», состоящих из смеси формовочного песка и связующего компонента (жидкого стекла), предложен способ производства литейного (формовочного) песка. Производительность установки составляет 25 t/h по исходному сырью. Коэффициент регенерации отходов литейного производства 0,75.

Предложен способ производства фильтровального песка, заключающийся в промывке исходного песка от илов и выделения класса крупности -2,5+0,63 mm, который используется для загрузки в фильтровальные установки. Производительность установки по исходному сырью составляет 10-15 t/h, выход готового продукта (класса -2,5+0,63 mm) составляет до 10%. Обезвоженный песок используется как строительный. На ГМЗ-1 также производится натриевое жидкое стекло с силикатным модулем 2,31-2,6 и плотно-

стью 1,47-1,52 g/sm^3. Для повышения рентабельности горно-металлургических производств все более актуальной становится комплексность использования добываемого сырья. Разработаны методы комплексной переработки растворов подземного выщелачивания, позволяющие вовлечь в производство руды, ранее не подлежавшие переработке. Предложена сорбционная технология на основе КЭП-200, позволившая получать аммиачные десорбаты, переработка которых дает высокие показатели извлечения рения на всех последующих стадиях переработки (97-99%) и получение перренат аммония марки АР-0, содержание рения в котором выше 69,3%. На основе отходов низкосортных высококарбонатных фосфоритов Кызылкумского фосфоритного комплекса специалистами ГП «Навоийский ГМК» совместно с сотрудниками института общей и неорганической химии АН РУз разработан способ получения простого суперфосфата. При этом все технологические процессы: разложение, аммонизация, грануляция и сушка получаемого суперфосфата осуществляются в одном аппарате. Внедрение технологии на СП ЗАО «Электрохимзавод» обеспечило производство суперфосфата для нужд сельского хозяйства республики.

На гидрометаллургическом заводе № 1 ГП НГМК предложена технология с использованием инертных отходов в качестве строительного материала при сооружении противорадиационного экрана, позволившая нейтрализовать экологически опасное хвостохранилище. За год в противорадиационный экран укладывается 800-1000 тыс. t отходов от переработки золотосодержащих руд.

Для перекрытия всей площади хвостохранилища противорадиационным экраном расчетной мощностью в защитный слой потребуется уложить всего 13–15 млн. t отходов и около 2 млн. m^3 потенциально - плодородного грунта. Технология сооружения противорадиационного экрана, выполняется по следующему регламенту:

- покрытие (экран) для захоронения отходов является двухслойным, при этом нижний слой, залегающий непосредственно на отходах уранового производства, является противорадиационным и противофильтрационным для осадков, а верхний защитный слой предназначен для исключения ветровой эрозии с поверхности нижнего слоя. Мощность верхнего слоя – 0,3 m, насыпается механизированным способом из потенциально плодородного грунта после высыхания нижнего противорадиационного слоя;

- намыв нижнего слоя выполняют тонкими слоями инертной пульпы толщиной 15–20 sm с общей расчетной мощностью противорадиационного слоя 0,7–1,5 m. В период интенсивного высыхания намытого прослоя пульпу подают в другие карты с ранее намытыми и высохшими слоями. При высыхании намытого прослоя в течение 15-20 суток происходит усадка материала на 13-15% в результате консолидации и естественного уплотнения образуются трещины высыхания, которые заполняются пульпой при намывании очередного слоя.

Необходимо отметить, что в последние годы проводятся исследования академических и отраслевых институтов и вузов республики, направленные на переработку труднообогатимых руд и техногенных образований на основе комбинирования современных методов обогащения, пиро- и гидрометаллургии. Например, **в институте общей и неорганической химии АН РУз** разработаны методы:

- для очистки и извлечения из шахтных стоков цветных и благородных металлов, а также из производственных стоков при сгущении концентратов золота, серебра, меди и других металлов. Экономия от применения разработанных методов на рудниках «Каульды» и «Уч-кулач» ОАО «Алмалыкский ГМК» составляет около 200,0 млн. сум/год;

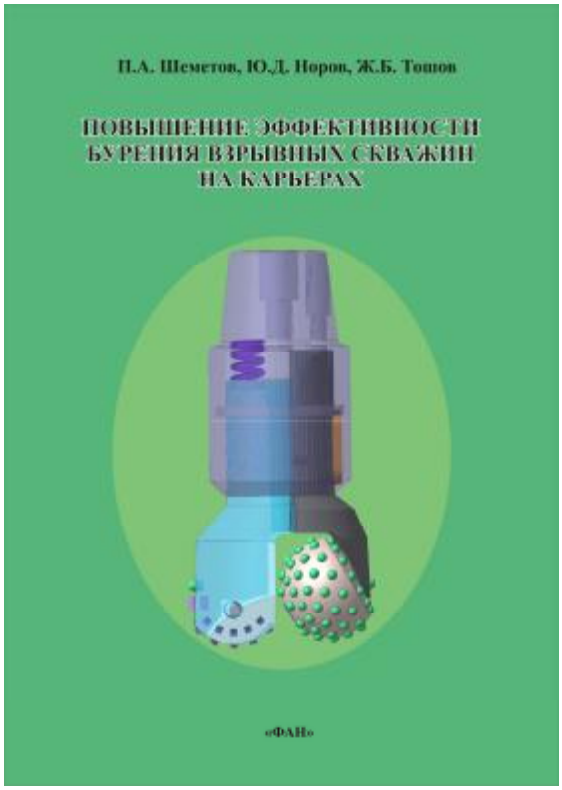
- для получения высокотемпературных теплоизоляционных огнестойких материалов на основе вермикулитовой породы для теплоизоляции поверхности обжиговых печей, конструкций жилых и производственных помещений, газо-, нефте- и коммуникационных трубопроводов, тепловых и энергетических установок;

- переработки безрудных горных пород: сланцевых кварцитов и серпентинитов с использование глиноземсодержащих промышленных отходов;

- получения огнеупорных материалов. Промышленные испытания в качестве футеровки тепловых агрегатов на СП «Бекабадогнеупор» показали, что огнеупорные материалы могут быть использованы в качестве перспективного сырья в решении проблемы импортозамещения для огнеупорной промышленности Узбекистана;

- на основе базальтовой горной породы получения материалов, обладающих одновременно теплоизоляционными и огнестойкими свойствами. Способ реализован на ОАО «Ташкентский тракторный завод».

Таким образом, создание ресурсосберегающих технологий переработки минерального сырья техногенного происхождения позволяет сократить отходы горно-металлургического производства, снизить экологическое загрязнение окружающей среды, вернуть в оборот земли, находящиеся в настоящий момент под отвалами и хвостохранилищами, расширить номенклатуру товарной продукции и получить ценную продукцию, востребованную на рынке.



В издательстве «Фан» Академии наук Республики Узбекистан вышли две монографии: «Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства» автора К.С. Санакулова и «Повышение эффективности бурения взрывных скважин на карьерах» авторов П.А. Шеметова, Ю.Д. Норова, Ж.Б. Тошова.

В монографии «Научно-технические основы переработки отходов горно-металлургического производства» приведены основные тенденции комплексной переработки техногенных отходов горно-металлургических производств. Описаны разработанные автором технологии переработки техногенных отходов горно-металлургического производства и бактериального выщелачивания, а также способы извлечения благородных и цветных металлов из кеков бактериального выщелачивания хвостов флотации и извлечения ценных компонентов из продуктивных растворов.

На основе исследований минералогического состава отвальных шлаков медеплавильного производства приведены технологии флотационной переработки и переработки отвального клинкера цинкового производства. Приведены результаты исследований по переработке забалансовых руд месторождения Мурунтау по гравитационно – сорбционной схеме, методом кучного выщелачивания месторождения Аджибугут и методом кучного бактериального окисления месторождения Кокпатас, а также рекомендована сорбционная технология извлечения золота из отходов переработки руд месторождения Марджанбулак в смеси с рудой.

В монографии «Повышение эффективности бурения взрывных скважин на карьерах» приведены анализ по изучению теории и практики бурения взрывных скважин на открытых горных работах, результаты исследования напряжения горных пород при бурении взрывных скважин, расчет параметров буровых станков и бурового инструмента, результаты экспериментальных исследований процесса разрушения горных пород при взаимодействии рабочих органов породоразрушающего инструмента в условиях забоя скважины. Аналитически исследована кинематика комбинированного бурового долота, приведена методика расчета и конструирования разработанного комбинированного долота и показаны основные направления совершенствования технологических процессов буровых работ.

Монографии предназначены для специалистов горно-перерабатывающих предприятий, исследовательских и проектных институтов, преподавателей, аспирантов и студентов горно-металлургических вузов и факультетов.

УДК 622.831:551.243

© Рахимов В.Р., Казаков А.Н. 2009 г.

АНАЛИЗ ГЕОДИНАМИЧЕСКОГО РЕЖИМА И ПРОЯВЛЕНИЯ ГОРНЫХ УДАРОВ ПРИ ОСВОЕНИИ НЕДР

Рахимов В.Р., зав. кафедрой «Маркшейдерское дело» ТашГТУ, академик АН РУз, профессор, докт. техн. наук; **Казаков А.Н.**, аспирант ТашГТУ

Интенсивное освоение минерально-сырьевых ресурсов в условиях горно-складчатых регионов связано со строительством новых и эксплуатацией действующих глубоких карьеров, шахт и рудников. Такие участки горных массивов, как правило, имеют сложное геологическое строение, характеризуются наличием разломов, неоднородностью физико-механических свойств горных пород и проявлениями неотектонических процессов. Большинство золоторудных месторождений Узбекистана эксплуатируются длительное время, и освоение нижних горизонтов этих рудников характеризуется ухудшением горно-геологических условий разработки, обусловленных преимущественно ростом горного давления.

Увеличение глубины разработки и площади выработанного пространства на шахтах приводит к активизации тектонических процессов, в результате чего создаются благоприятные условия для проявления горных ударов.

Добыча полезных ископаемых на рудниках Узбекистана связана с опасностью проявления горных ударов и техногенных землетрясений, трудностями по обеспечению устойчивости подземных выработок.

Решающим фактором, влияющим на геодинамическую безопасность при освоении недр при этих условиях является напряженно-деформированное состояние блочного массива горных пород, зависящее от факторов естественного и техногенного характера.

Горные удары и внезапные выбросы известны более чем 200 лет, но лишь последние десятилетия наиболее крупными из них, оказывающими комплекс воздействия на подземную и поверхностную окружающую среду, стали называть техногенными землетрясениями.

Данные мировой практики показывают, что при крупных горных ударах в сферу их воздействия вовлекаются сотни миллионов кубометров горных пород. Известны случаи, когда горные удары проявляются в виде крупных обвалов, разрушающих горные выработки, а иногда целые рудники на большом протяжении. Например, на 31ом - золотом руднике ЮАР было зарегистрировано более 680 горных ударов, в результате которых погибли 73 человека и более тысячи человек травмированы. Рудник разрушен полностью.

В результате горного удара на руднике Райт Харгривс (Германия), имевшего место на глубине 1220 m, были повреждены горные выработки на всех горизонтах в полосе высотой около 600 m. Удар произошел в виде сильных толчков, которые были зарегистрированы сейсмическими станциями на расстоянии 500 km. Удар был равносилен по выделенной сейсмической энергии землетрясению в 5 баллов по шкале Рихтера.

На руднике «Майсор» (Коларское месторождениях в Индии, 1930 г.) очень сильный горный удар произошел между горизонтами 974 - 600 m, на протяжении 374 m по вертикали, вызвав разрушение выработок в рабочих горизонтах.

На поверхности сотрясения ощущались в радиусе 16 km. После первого самого сильного удара, в течение 32,5 h ощущалось более 56 толчков, всего сейсмостанцией было зарегистрировано 156 толчков. Из 200 человек, находящихся под землей во время горного удара, 16 погибли и четверо были тяжело ранены. В очистных забоях кварцевая руда после горного удара, отрываясь от массива, разлеталась кусками в очистном пространстве.

Там же на руднике «Чемпион Риф» в 1952 г. произошел мощный горно-тектонический удар, при котором было повреждено более 100 зданий на поверхности так сильно, что многие из них были снесены.

С 1959 г. отмечены горные удары, гипоцентры которых находились далеко от рудной жилы, вне зоны влияния очистных работ, возникновение которых связывают с Майсорским Северным сбросом [1]. После закрытия и затопления рудника в 1991 г. произошло несколько сильных толчков [2].

На свинцово-цинковом Тирольском месторождении (Австрия) на руднике Райбл горные удары отмечены с 1886 г. В 1929 и 1930 гг. здесь произошли крупные горные удары в районах, где десятки лет никто не работал. Горные удары сопровождались сотрясением земной поверхности и гулом, слышимом в радиусе до 15 km.

На руднике Пршибрам (Чехия), по свидетельству B. Gernik, за период с 1910 по 1960 гг. произошли горные удары восточнее разработок на 20 km; севернее разработок на 10 km; южнее разработок на 10 km [3]. Эти горные удары проявились как землетрясения и были отмечены сейсмостанциями Праги, Пругонице и Клодно. В 1980 г. произошел сильный горный удар с M=2,5 и l_0=5,5 баллов по шкале MSK-64 с гипоцентром на глубине 1,3 km на закрытой шахте Анна [4]**.** После закрытия и затопления угольных шахт в 1990-х гг. отмечено не менее 15 толчков, ощущаемых жителями городов Березови Гори и Пршибрам [5].

На золотодобывающих предпреятиях ЮАР в 1979 г. около 62% всех несчастных случаев со смертельным исходом признаны результатом горных ударов и обрушения в выработках.

Горные удары с сотрясением земной поверхности до 7 баллов и ощутимые на расстоянии до 10 km отме-

чены в ЮАР на руднике Витватерсранд с 1924 г.

На шахте Херинген, ГДР, 22 февраля 1958 г. произошел сильный горный удар, проявившийся как серия ударов в течение нескольких часов. Радиус действия на поверхности достигал 1000 km. В эпицентре на поверхности возникли разрушения, характерные для 8-бального землетрясения [3].

Во Франции (Лотарингия), после горного удара на железном руднике на поверхности появились трещины шириной до 1 m. Радиус действия этого горного удара - 400 km. Струя воздуха в выработках сдвинула с места предметы весом 15 t и были разрушены целые выемочные поля. В верхней Силезии в результате проявления сильных горных ударов мощности свыше трех баллов запасом энергии $2{,}9x10^5$ эрг., радиус сейсмических волн доходил до 9 km [6].

Крупнейший горный удар, проявившийся как серия ударов в течение двух дней, произошел в Канаде 14 августа 1964 г. Радиус действия этого удара достигал 2600 km, после горного удара рудник был закрыт.

Сотрясения земной поверхности при горных ударах отмечались в 1950-60 гг. и позднее на угольных месторождениях Китая. Так, на Си-Шаньском месторождении при ударах 3 августа 1959 г. и 10 марта 1964 г. было разрушено 80 домов и 8-метровая кирпичная труба. Радиус зоны разрушения составил 100-200 m. На месторождении Бейпяпо при горных ударах в 1979-1990 гг. разрушились здания на поверхности, при горных ударах на шахте Монтего сейсмический эффект отмечался в г. Пекине, расположенном в 70 km от шахты [7].

Северо-Уральское бокситовое месторождение (СУБР) долгое время оставалось самым удароопасным месторождением России. С начала 1980-х гг. на нем происходили мощные горно-тектонические удары, которые ощущались за многие километры от эпицентра. Динамические проявления с разрушениями стали проявляться с глубин 350-400 m и их количество достигло 351, из которых 17 были горно-тектонические удары [8].

В 1990 г. произошел крупнейший горный удар на Южно-Уральском бокситовом руднике (ЮУБР). Он сопровождался сотрясением земной поверхности и образованием зияющих трещин. Шахта Кургазакская была закрыта. Отмечены крупные горные удары на Блиново-каменском (1994 г.) и Высокогорском месторождениях.

На Верхнекамском месторождении калийных солей активизация геодинамических процессов способствовала сначала прорыву надсолевых вод в горные выработки, что привело к катастрофическому затоплению самого крупного рудника АО «Уралкалий» и образованию на земной поверхности гигантского провала с размерами 50*80 m. Затем в 1993-95 гг. произошли 4-5 балльные техногенные землетрясения, которые ощущались жителями г. Березняки и Соликамска [9]. В 2006 г. на 3-м калийном руднике в г. Соликамске произошел прорыв надсолевых вод, что поставило под угрозу существование жилых кварталов города. На начало 2007 г. уже шла речь о расселении около 2000 человек, проживающих в зоне ожидаемых катастрофических движений.

На Кольском полуострове сильные горные удары отмечены в Хибинском и Ловозерском массивах. В Хибинском массиве крупные удары отмечены не только на Кировском руднике, но также на карьере Центральном [10]. Крупнейшим геодинамическим событием было техногенное землетрясение в 1999 г. на руднике «Умбозеро» Ловозерского месторождения. Мощные горные удары, эпицентр которых находился непосредственно на территории шахтного поля, имели магнитуду M=4,0-4,5. Кольский полуостров на карте сейсмического районирования относится к числу регионов, в которых максимальная сотрясаемость территории оценивается в 5 баллов для центральной части и в 6-7 баллов для северной и южной окраин. Техногенное землетрясение на Ловозерском руднике сопровождалось колебаниями в эпицентре интенсивностью 7-8 баллов (по 12-ти балльной шкале MSK-64).

Как отмечают А.А. Козырев и А.В. Ловчиков [10, 11], фактически произошедшее землетрясение было максимально возможным для данной территории. Площадь гипоцентра составила 600-650 тыс. m^2, по вышедшим на поверхность земли трещинам ушла под землю вода ручья Аллуайв, рудник был полностью остановлен и выведен из строя на 3,5 месяца. По своим масштабам это техногенное землетрясение отнесено к чрезвычайным ситуациям регионального характера [11].

Подобный эффект нарастания сейсмической активности отмечен также и на других апатитовых месторождениях Кольского полуострова. Продолжается сейсмическая активность в районах закрытых шахт и рудников Чехии, Индии [2, 5].

Горные удары наблюдались и на других рудниках стран СНГ, в том числе и в Узбекистане, в Таштаголе, Кривом Роге, Тырнаузе, Джезказгане, Ингички и других рудниках. К угрожаемым по горным ударом отнесены Березовские, Дарасунские, Кочкарские и другие рудники Центрально-азиатского региона.

Исследованиями ТашГТУ и Иргиредмета золоторудные месторождения Узбекистана Кочбулак, Кызыл-Алма, Каульды, Зармитан, Чадак и др. склонные к горным ударом, отнесены к категории удароопасных месторождений. Сейсмическая активность горнопромышленных районов зависит от масштаба проводимых горных работ. Выемка миллионов кубометров горной породы с образованием обширных пустот в недрах, создание искусственных карьерных выемок, водохранилищ и отвалов увеличивают сейсмичность района [12].

Как показывает практика многие месторождения, опасные по горным ударам, территориально размещены вблизи крупных густонаселенных промышленных районов, вследствие чего становится возможным воздействие сейсмического эффекта на опасные промышленные производства. В этих районах частота и интенсивность сильных горных ударов (техногенных землетрясений), как правило, выше нормальной для данного региона, так как очаги техногенных землетрясений находятся близко от земной поверхности.

Например: на территории Кемеровской области, количество техногенных землетрясений и их энергия уве-

личиваются каждые 5 лет на 12-15%, а в отдельных районах до 25% [13].

В Кызеловском угольном бассейне после сейсмической паузы в 20-25 лет с конца 80-х гг. прошлого века отмечается новая фаза сейсмической активности. Нарастание сейсмической активности в Кузбасе происходит на фоне снижения объемов добычи в 90-х годах [12, 13].

На Таштокольском месторождении с 1987 г. в течение 14 лет произошло более 5000 динамических явлений, наиболее крупные из них вызывали сотрясения земной поверхности, многие жилые и производственные здания были повреждены. Восстановительные работы на руднике после сильного горного удара продолжались шесть месяцев [5].

К таким районам можно отнести также территории горных разработок Кольского полуострова, регионы добычи калийных солей городов Березняки и Саликалеск, уральский промышленный район и тектонические территории крупных горнодобычных предприятий Казахстана.

В пределах Центрально-Азиатского региона к подобным районам можно отнести Алмалык-Ангренский, Кызыл-кумский регионы. Алмалык–Ангренский промышленный район характеризуется высокой концентрацией опасных производств различного профиля. Здесь в течение длительного времени разрабатываются крупные месторождения Кальмакыр, Кургашинкан, Сари-Чеку, Ангренское буро-угольное и более десяти других рудных месторождений, отрабатываемые подземными способами.

Особенно тревожным в этом регионе является заполненная водой чаша карьера отработанного месторождения Кургашинкан, отделенного по верху от крупнейшего действующего карьера Кальмакыр всего на 500 m. В Кызылкумском регионе действуют, и интенсивно развиваются горнодобывающая и нефтегазовая промышленности. На этой территории, где расположены гиганты горно-металлургической промышленности, в том числе уникальное месторождение Мурунтау, крупнейший гидрометаллургический завод и целый комплекс уранодобывающих, нефте-газодобывающих и перерабатывающих предприятий также наблюдается увеличение роста сейсмической активности региона, в частности частота, мощность, интенсивность и др.

Как известно, сейсмические волны, возникающие в результате карьерных взрывов и естественных землетрясений снижают несущую способность конструктивных элементов как подземных, так и открытых горных сооружений. В статье проф. А.А. Козырева отмечается «неожиданным следствием воздействия крупномасштабных горных работ на геодинамический режим геологической среды является проявление горно-тектонических ударов и техногенных землетрясений на карьерах» [11]. По данным каталогов мировых сейсмических сетей, в том числе и сейсмической сети Узбекистана (ИС АН РУз) в настоящее время наблюдается увеличение числа сейсмических событий с магнитудой более 3 в зоне радиусом до 500 km от карьера Мурунтау. По результатам контроля сейсмической активности выполненных непосредственно в зоне карьера «Мурунтау» установлено, что в результате проводимых массовых взрывов на северном борту карьера зарегистрировано техногенное землетрясение (возможно горно-тектонический удар) непосредственно в самом карьере и за его пределами на расстояние в 40-50 km, зарегистрированное в каталоге ИС АНРУз [14].

Из вышеприведенного краткого анализа опубликованных работ, можно сделать вывод, что в формировании мощных динамических процессов (горных ударов) участвуют значительные участки земной коры. Геодинамические и геомеханические процессы, связанные с освоением недр, ведением горно-строительных работ, особенно крупномасштабных взрывов, заметно повышают уровень сейсмичности региона. Техногенная сейсмичность в горно-промышленных районах в свою очередь снижает уровень безопасности и отрицательно влияет на экологическое и экономическое состояние регионов.

Список литературы:

1. *Taylor G.T.V. Research on ground control and rock bursts on the Kolar Gold Field India // Bull Inst. Mining and Metallurgy. 1963 №675.*
2. *Srinivasen C., Benady S. Fluid Seismicity in Kolar Mining Region, Proc of Workshop/ Dam Safety, including Instrumentation of Dams. Thiruvanenthapuram, 2000.*
3. *Батугина И.М. Каталог горных ударов на зарубежных месторождениях. Деп. Рукопись, 1978.*
4. *Prochazkova D. Rockburst in the environs of Pribram// Stud. qeophus. et quol. 1981. vol. 25. p. 293-294.*
5. *Холуб К. О реакции массивов пород на сокращение подземной добычи угля // ФТПРПИ, 2006, №1, с-18-30.*
6. *Каталог горных ударов. Inst. Gorn. Zaki Tapan №12 Katowill 1970. 44 p.*
7. *Батугина И.М,, Батугин А.С. и др. О геодинамическом районировании месторождения Бейпяпо// Доклады 2-го международного симпозиума по современным технологиям добычи угля. Фузин.КНР. 1993, с-274-277.*
8. *Селивоник В.Т. Опыт отработки удароопасных бокситовых месторождений Северного Урала. http://www/iyg.uram.ru*
9. *Моловичко А.А., Дягилев Р.А. Сейсмический мониторинг техногенных геодинамических процессов в калийных рудниках./ Проблемы геодинамической безопасности.// международное рабочее совещание 24-27 июня 1997-СПб. ВНИМИ, 55-59 с.*
10. *Козыров А.А. и др. Изменение геодинамического режима и проявление техногенной сейсмичности при ведении крупномасштабных горных работ на апатитовых рудниках в Хибинском массиве/ Проблемы геодинамической безопасности. // международное рабочее совещание 24-27 июня 1997-СПб. ВНИМИ, 66-71 с.*
11. *Козыров А.А., Ловчиков А.В. и др. Сильнейшее техногенное землетрясение на руднике «Умбозеро», горнотехнические аспекты.// Горный журнал.2002, №1 с. 43-49.*
12. *Лазаревич Т.И. Проблемы геодинамической безопасности при разработке месторождений Кузбасса./ Проблемы геодинамической безопасность // международное рабочее совещание 24-27 июня 1997-СПб. ВНИМИ, 1997 270-277 с.*
13. *Ломакин В.С,, Холевин Н.И. Горно-тектонические удары в реальной сейсмичности Урала.// Геодинамическая безопасности при освоении недр и земной поверхности. Апатиты изд. КНЦ РАН 2002.*
14. *ЛазеровичТ.И., Поляков А.Н. Результаты исследования техногенной сейсмичности Кузбасса.// ГИАБ М, 2002 №9 с. 151-154.*

УДК 622

© Сытенков В.Н., Наимова Р.Ш. 2009 г.

ПЕРСПЕКТИВЫ ИСПОЛЬЗОВАНИЯ ВСКРЫШНЫХ ПОРОД КАРЬЕРА МУРУНТАУ КАК ИСТОЧНИК МИНЕРАЛЬНОГО СЫРЬЯ БУДУЩИХ ПЕРИОДОВ

Сытенков В.Н., главный инженер Центрального рудоуправления ГП НГМК, докт. техн. наук, профессор; **Наимова Р.Ш.,** декан Зарафшанского ОТФ НГГИ, канд. техн. наук

Снижение среднего содержания в перерабатываемой руде по мере отработки запасов месторождения Мурунтау при одновременном росте затрат на добычу заставило обратить пристальное внимание на вовлечение руд в переработку золотосодержащих вскрышных пород, не представлявших ценности до определенного этапа освоения месторождения. В настоящее время ситуация изменилась, поскольку перспектива горно-перерабатывающего комплекса на базе этого месторождения в значительной степени определяется возможностью использования таких пород, не только накопленных за 40 лет существования карьера в отвалах, но и намечаемых к извлечению в будущем. Поэтому потенционально вскрышные породы рассматриваются в качестве резервного сырьевого источника. Естественно, что такие источники сырьевых ресурсов требуют изучения и разработки новых технических решений и приемов для их освоения.

Для получения быстрой отдачи при строительстве карьера в начальный период освоения месторождения на переработку направляли руду повышенного качества, а руда более низкого качества относилась к забалансовым запасам и накапливалась на складах. При этом ориентация на переработку забалансовых руд с последовательно уменьшающимся содержанием была принята в качестве перспективного направления в развитии горно-перерабатывающего комплекса на базе месторождения Мурунтау практически с самого начала его существования. Для этого уже в первые годы в карьере Мурунтау велись раздельная добыча и складирование товарной и забалансовой руды и вскрышных пород.

Распределение извлеченного минерального сырья на месторождении Мурунтау представлено на рис. 1.

Технология вовлечения в переработку забалансовой руды различного качества отработана, поэтому в настоящее время возникла необходимость для оценки вскрышных пород в качестве потенциальной сырьевой базы перерабатывающего завода.

По пространственному положению, вещественному составу и технологическим признакам вскрышные породы карьера могут быть разделены на две группы: вскрышные породы в контурах рудной зоны (внутренняя вскрыша) и вскрышные породы за контуром рудной зоны (внешняя вскрыша). В процессе разработки месторождения эти породы складировались бессистемно, а среднее содержание золота в отвалах составляет 0,35 *g/t* [1]. Таких пород к настоящему времени накоплено ~ 2000 млн. t, а сформированные из них техногенные массивы представляют собой типичные техногенные месторождения с характером распределения золота, соответствующим в первом приближении к его распределению в складах забалансовой руды.

Поэтому накопленная в отвалах горная масса представляет определенный интерес как золотосодержащее сырье, принципиально пригодное для промышленной переработки с целью получения дополнительного количества золота.

В настоящее время площадь, занимаемая складами и отвалами, составляет 13,5 km^2, а их высота варьирует от 35 *m* до 180 *m*.

Объёмная масса разрыхленных пород в начальный период отсыпки отвалов составляла 1,73 t/m^3, а затем в результате слеживания возросла и достигла 1,90-1,96 t/m^3/

По вещественно-минералогическому составу отвалы сложены обломками: кварцевослюдистых сланцев-40%; углеродистых алевролитов-18%; углеродисто-слюдистых сланцев-7%; полевошпат-кварцевых метаалевролитов и песчаников-27%;

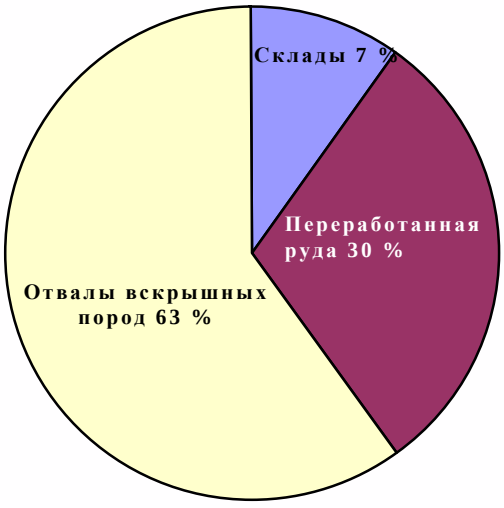


Рис. 1. Распределение извлеченной горной массы карьера Мурунтау

кварца-8%.

По минералогическому составу породы в отвалах и складах представлены кварцем (54,8%), альбитом (7%), калиевым шпатом (9,8%), биотитом (6,3%), хлоритом (2,5%), серицитом (3%), карбонатом (3,3%), сфеном (0,98), пиритом (1,34%), арсенопиритом (0,41%).

Вторичные изменения в отвалах (окисление сульфидов, образование вторичных минералов) обнаруживаются уже после трех лет хранения пород, а после 15-20 лет воздействием кислорода воздуха и атмосферных осадков в них окисляется до 70% сульфидов, появляются новообразованные глинистые минералы. Отвалы приобретают горизонтальную слоистость с буро-серым оттенком разной интенсивности.

Отвалы карьера Мурунтау формируются с использованием автомобильного и конвейерного транспорта (рис. 2).

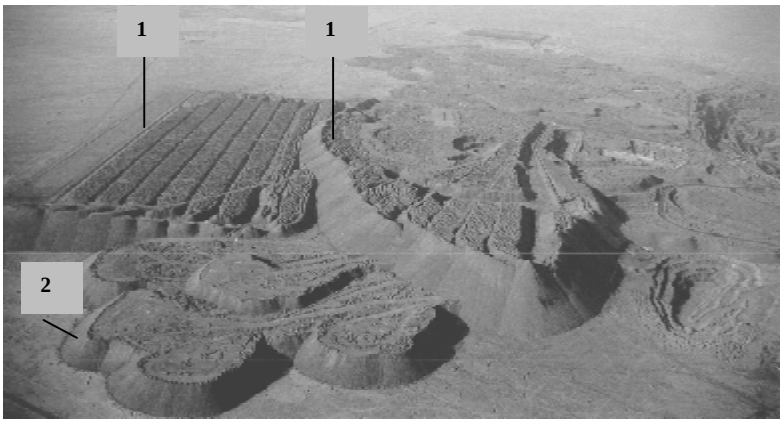


Рис. 2. Конвейерные (1) и автомобильные (2) отвалы карьера Мурунтау

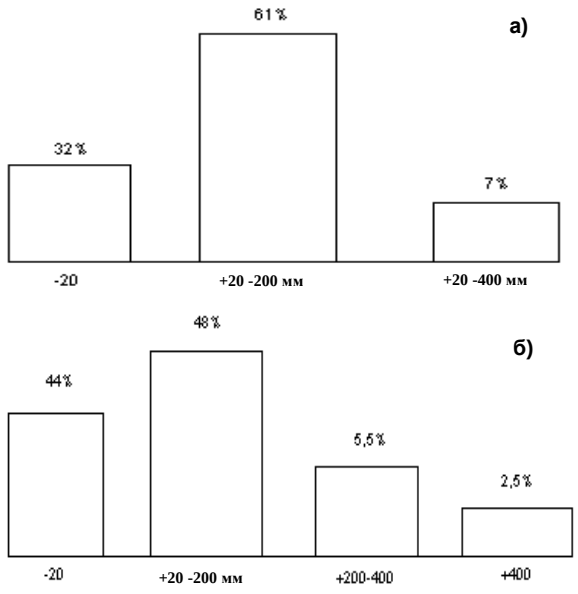


Рис. 3. Распределение гранулометрического состава породы в отвалах при автомобильном (а) и конвейерном (б) транспорте

При этом в них направляется горная масса из различных зон карьера, каждая из которых характеризуется определенным распределением содержания и особенностями технологических свойств горной массы. Сложность отработки таких отвалов и складов обусловлена также тем, что в них нет присущих природным месторождениям слоев, жил и зон, придающих закономерный характер распределению полезного компонента.

Изучение гранулометрического состава породы в отвалах при автомобильном и конвейерном транспорте показало, что доля кусков размером −20 mm, +20 ÷ 200 mm; +200÷ 400 mm и +400 mm в них различна (рис. 3). Это объясняется тем, что породы и руды, транспортируемые конвейерами, предварительно дробятся, поэтому куски размером более 400 mm в таких отвалах почти отсутствуют. Кроме того, происходит изменение доли кусков мелких (− 20 mm) и средних кусков (+20÷ 200 mm).

Структурные особенности строения отвалов предопределяют оценки технологической возможности их селективной отработки для дополнительного получения кондиционной рудной массы. При этом требуется решить следующие задачи:

- изучить гранулометрический состав пород в отвалах, сформированных с использованием разных технологий транспортирования;
- оценить распределение золота в отвалах;
- оценить количество кондиционной рудной массы в отвалах;
- рассмотреть особенности формирования отвалов с использованием различной технологии ее транспортирования;
- рассмотреть технологию разработки отвалов в зависимости от технологии их формирования.

Оценка качества рудной массы, потенциально пригодной для переработки в качестве резервного сырья, базируется на зависимости ее количества в автомобильных отвалах и отвалах ЦПТ от бортового содержания.

Статистическая обработка результатов опробования показала, что в недрах содержание золота в вскрышных породах распределено по логарифмическому закону, а в отвалах – приближается к нормальному закону (рис. 4). При этом следует отметить, что в автомобильных отвалах золото распределено более контрастно ($к_{равн}$=1,65) по сравнению с конвейерными отвалами ($к_{равн}$=1,14). Такие различия объясняются тем, что конвейерный транспорт обладает повышенными усреднительными способностями по сравнению с автомобильным транспор-

том. При этом при бортовом содержании 0,5 *g/t* выход резервной рудной массы предварительно оценивается в 25 ÷30%, а при его снижении до 0,4 в 35÷40%.

Естественно, что разная степень усреднения рудной массы требует разных подходов к разработке таких отвалов, а полученные данные позволяют рассматривать отвалы в качестве техногенных месторождений, требующих такого же подхода, как к месторождениям природного происхождения.

Анализ геологического строения и технологии открытой разработки месторождения Мурунтау, а также методов формирования складов и отвалов позволяет сделать следующие выводы:

1. Месторождение характеризуется сложным строением и высокой изменчивостью параметров рудных тел.

2. В карьере Мурунтау ведется селективная выемка и раздельное складирование горной массы с различными потребительскими свойствами. При этом в один и тот же отвал или склад может укладываться горная масса из разных зон карьера и с разными технологическими и потребительскими свойствами.

3. Сложность строения месторождения и принятая технология горнотранспортных работ обуславливают сложное строение складов и отвалов. Поэтому для их эффективной разработки целесообразно проведение геологоразведочных работ и технологическое картирование. При этом следует иметь в виду, что более простое строение имеют склады забалансовой руды, а более сложное - отвалы, то есть, сложность внутреннего строения техногенных минеральных образований карьера Мурунтау находится в обратной зависимости с содержанием золота в уложенной горной массе.

4. При выборе технологии разработки складов и отвалов карьера Мурунтау следует учитывать сложность их внутреннего строения.

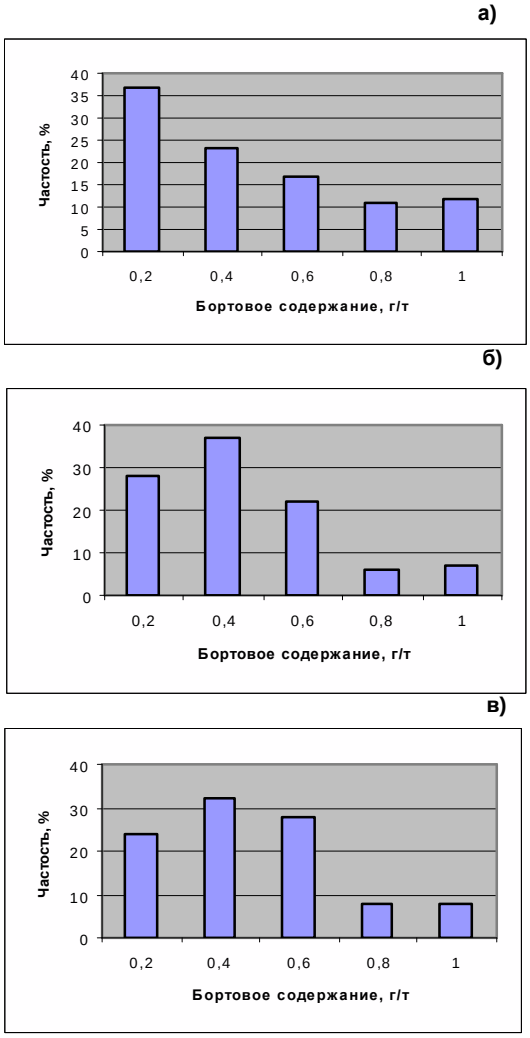


Рис. 4. Распределение рудной массы в зависимости от бортового содержания в недрах (а), автомобильных (б) и конвейерных (в) отвалах

Изложенный методический подход к выбору технологии разработки техногенных минеральных образований карьера Мурунтау апробирован при реализации технологии кучного выщелачивания. В

Рис. 5. Откос отвала при автомобильном (а) и конвейерном (б) транспортировании пород

частности, при изучении склада забалансовой руды мощностью отложений 37 *m* было установлено, что его внутреннее строение позволяет вести валовую выемку с внутризабойным усреднением, поскольку участки некондиционной руды имеют мощность не более 1,5÷2,0 *m* при площади от 10÷15 до 40÷50 m^2.

Такое усреднение было реализовано в результате разработки склада наклонными слоями (угол наклона до 25°) на всю высоту с помощью бульдозеров, что позволило поддерживать среднее содержание в руде на заданном уровне в течение всего срока отработки склада.

При изучении склада забалансовой руды, соответствующей по качествам пород внутренней вскрыше, (мощность отложений 50 *m*) было установлено, что мощность некондиционных включений достигает 3-5 *m* при площади до 500 m^2. Поэтому разработку такого отвала следует вести селективно горизонтальными уступами высотой 5 *m*.

Таким образом, опыт, накопленный при освоении техногенных минеральных образований карьера Мурунтау, позволяет сделать вывод о том, что к разработке таких образований следует подходить так же, как и к месторождениям природного происхождения (эксплуатационная разведка, изучение технологических и потребительских свойств горной массы, технологическое картирование, определение способа выемки кондиционного сырья, выбор параметров уступов и горно-транспортного оборудования).

Особенности формирования отвалов с использованием различной технологии транспортирования проявляются не только через усреднение содержания в уложенной рудной массе, но и через сегрегацию пород в процессе формирования отвалов, которая возникает в процессе их перемещения по отвальному откосу. Учитывать сегрегацию пород при выборе технологии разработки тем более необходимо, так как установлена прямая зависимость содержания золота от крупности кусков (рис. 5) [2].

Исследованиями установлено, что при отвалообразовании с использованием автомобильного транспорта (рис. 5, а) сегрегация пород по крупности проявляется незначительно. Также установлено, что при конвейерном транспорте (рис. 5, б) сегрегация скальной горной массы в отвалах ярко выражена, что создает предпосылки для селективной их разработки с учетом грануло метрического состава в разных слоях по высоте отвала.

В данном случае ключевым моментом является оценка разделительной способности отвального откоса и определение режима и условий отвалообразования, обеспечивающих максимальное накопление крупных классов породы в нижних слоях отвала.

С учетом особенностей распределения кусков крупных классов в отсыпаемом массиве разработаны следующие технологические схемы разработки отвалов.

Отвал, сформированный с использованием автомобильного транспорта, отрабатывается горизонтальными слоями с разделением горной массы на резервную рудную массу, предназначенную для переработки и отходы, направляемые на постоянное хранение.

При конвейерном транспорте:

- разделение отвала по высоте с учетом сегрегации пород на верхнюю зону с кусками крупностью до 50 mm и нижнюю зону с кусками крупностью более 50 mm (на откосе отвала);
- селективную отработку верхней зоны с разделением горной массы на резервную массу и отходы;
- селективную отработку нижней зоны с разделением крупнокусковой горной массы на резервную рудную массу и отходы;
- разделение крупнокусковых отходов методом покусковой сортировки на кондиционный и некондиционные сорта.

Таким образом, приведенные исследования позволяют сделать вывод о том, что отвалы вскрышных пород карьера Мурунтау представляют типичные техногенные месторождения, которые следует рассматривать в качестве резервного источника минерального сырья. При этом к освоению таких месторождений следует подходить также, как к месторождениям природного происхождения предусматривая обоснование параметров геологоразведочных работ, отработку построения сортовых планов, обоснование параметров селективной выемки (высоты уступа, размер выемочной порции), а также обоснование технологии выемки (валовая, селективная) и предварительного обогащения (крупнопорционная, мелкопорционная или покусковая сортировка).

Список литературы:

1. Управление минерально-сырьевой базой перерабатывающего производства. Кучерский Н.И., Мазуркевич А.П., Канцель А.В. и др. // Цветные металлы. 1999, №7. – с. 22-27.

2. Технология обеспечения полноты и качества отработки сложноструктурных рудных тел на золоторудных месторождениях. Мальгин О.Н., Иноземцев С.Б., Аристов И.И. //Горный Вестник Узбекистана, 2002, №1. – с. 7-10.

УДК 622.286.4(043.3)
© Норов Ю.Д., Насиров У.Ф., Мислибоев И.Т., Баракаев С.С.2009 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ РАЗМЕРОВ ЗОН УПЛОТНЕНИЯ ГРУНТА БОКОВЫХ ВЫЕМОК ВЗРЫВОМ ЦИЛИНДРИЧЕСКОГО ЗАРЯДА

Норов Ю.Д., зам. начальника ЦНИЛ ГП НГМК по горным работам, докт. техн. наук, профессор; **Насиров У.Ф.,** ректор НГГИ, канд. техн. наук; **Мислибоев И.Т.,** заведующий кафедрой «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук; **Баракаев С.С.,** аспирант НГГИ

При образовании удлиненных выемок в оплывающих песчаных грунтах массовыми взрывами на выброс наблюдалось их обратное заплывание. Основной причиной заплывания выемок является разрушение боковых выемок грунта с малоустойчивой структурой под действием энергии взрыва.

Известен способ образования удлиненных выемок, включающий нарезание центральных и боковых парных щелей, размещение в центральных щелях заряда взрывчатых веществ (ВВ), возведение над ними насыпи грунта с углом наклона ее к горизонту 20-30^0, подрыв зарядов с оставлением боковых щелей незаряженными.

Главным недостатком данного способа является его неэффективность во влажных грунтах. Исследованиями установлено, что в условиях взрывания на выброс во влажных грунтах боковые отрезные щели практически непригодны из-за большой текучести грунта в откосах будущего сооружения.

Для образования удлиненных выемок в водонасыщенных грунтах нами предлагается новый способ с предварительным уплотнением дна и бортов выемок взрывами с использованием боковых цилиндрических зарядов, расчетная схема которого приведена на рис. 1.

Согласно рис. 1 цилиндрический заряд располагают под углом к горизонту выемки 45^0, радиусом R_0 и длиной L. После взрыва образуется зона уплотнения, равная R, которая доходит до расстояния R_1.

Элементарный объем массы *dm* может быть определен из выражения:

$$dm = 2pRLr_{гр}dR,$$

где 2πRL – поверхность цилиндрической полости, m^2;

$\rho_{гр}$ – плотность грунта, kg/m^3.

Кинетическая энергия элементарного объема массы dE составит:

$$dE = \frac{dmu^2}{2} = pRLr_{гр}u^2dR.$$

Кинетическая энергия массы грунта на расстоянии R_1 выражается уравнением:

$$E = \int_{R_0}^{R_1} \pi RL\rho_{гр}\upsilon^2 dR. \qquad (1)$$

Исходя из положений кинетической теории, что «через любую сферическую поверхность радиуса R, проведенную вокруг заряда радиусом R_0, в единицу времени проходит такой объем материала, каков объем газов, вышедших за пределы начальных границ заряда», т.е.:

$$4pR^2u = 4pR_0^2u_0,$$

или:

$$u = u_0\left(\frac{R_0}{R}\right)^2, \qquad (2)$$

где ν – скорость частиц грунта на расстоянии радиуса R, *m/s*;

ν_0 – скорость частиц грунта на поверхности заряда, m/s.

Согласно выражению (2) наибольшая скорость ν_0 будет соответствовать скорости частиц грунта, непосредственно соприкасающихся с продуктами взрыва, а наименьшую скорость ν будут иметь частицы грунта, расположенные на расстоянии R.

Тогда, подставив значение ν из формулы (2) в уравнение (1) и проинтегрировав его, получим:

$$E = \int_{R_0}^{R_1} \pi RL\rho_{гр}\upsilon_0^2\frac{R_0^4}{R^4}dR = \frac{1}{2}\pi L\rho_{гр}\upsilon_0^2R_0^4\left(\frac{1}{R_0^2} - \frac{1}{R_1^2}\right). \qquad (3)$$

Произведя дальнейшие преобразования, получим выражение для определения кинетической энергии массы грунта на расстоянии R_1:

$$E = \frac{1}{2}\pi L\rho_{гр}\upsilon_0^2R_0^2\left(\frac{R_1^2 - R_0^2}{R_1^2}\right). \qquad (4)$$

Известно, что $R_1 > R_0$; тогда при условии, что:

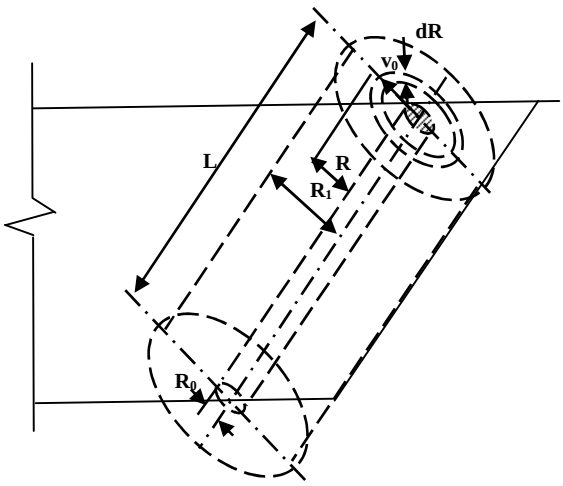


Рис. 1. Расчетная схема уплотнения грунтов взрывами цилиндрических зарядов ВВ

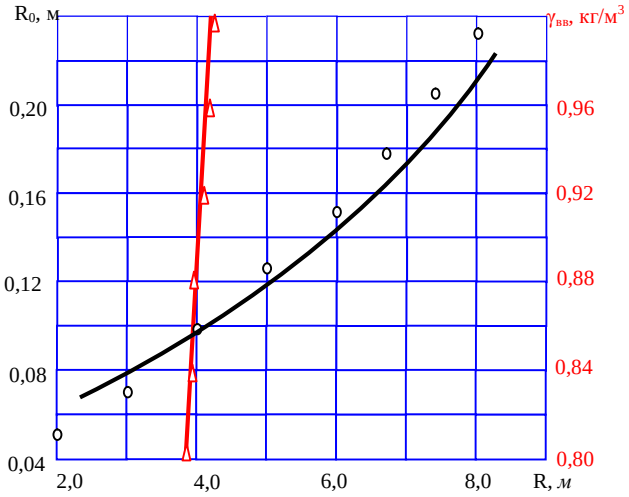


Рис. 2. Изменение размера зоны уплотнения грунтового массива взрывами цилиндрического заряда ВВ в зависимости от радиуса заряда (о) и объемного веса ВВ (Δ)

$$\frac{R_1^2 - R_0^2}{R_1^2} \cong 1,$$

выражение кинетической энергии массы грунта примет вид:

$$E = \frac{1}{2}\pi L \rho_{гр} \upsilon_0^2 R_0^2 . \qquad (5)$$

Величина кинетической энергии, выделившейся при взрыве цилиндрического заряда ВВ, определяется по выражению:

$$E = pR_0^2 L g_{ВВ} Q , \qquad (6)$$

где $\gamma_{вв}$ – объемный вес ВВ, *kg/m*^{3};

Q – энергия единицы веса, *kgm/kg*.

Принимая, что кинетическая энергия массы грунта равна энергии, выделяющейся при взрыве заряда ВВ, получим:

$$\frac{1}{2} p L r_{гр} v_0^2 R_0^2 = p R_0^2 L g_{ВВ} Q ,$$

откуда:

$$u_0 = \sqrt{\frac{2Q g_{ВВ}}{r_{гр}}} . \qquad (7)$$

Подставив значение v_0 из выражения (7) в формулу (2), получим:

$$u = \sqrt{\frac{2 g_{ВВ} Q}{r_{гр}} \left(\frac{R_0}{R}\right)^2} .$$

Так как $r_{гр} = \frac{\Delta}{g}$ [kg s^2/m^4], формула для определения значения v может быть представлена в виде:

$$u = \sqrt{\frac{2 g_{ВВ} Q g}{\Delta} \left(\frac{R_0}{R}\right)^2} . \qquad (8)$$

Произведя преобразования и принимая, что $v=v_{кр}$, окончательно получим зону уплотнения грунтов взрывами наклонных скважинных зарядов ВВ.

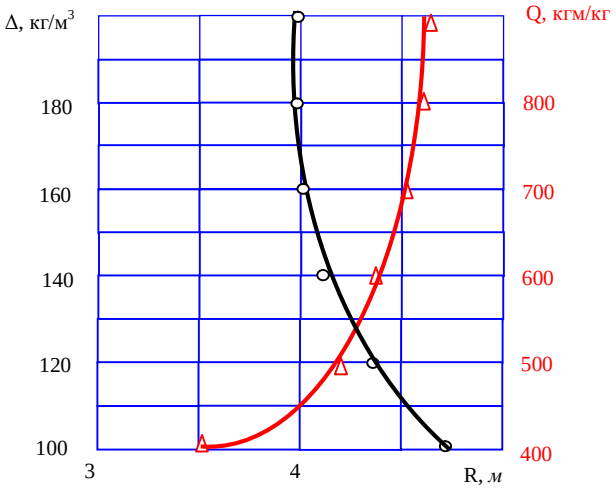


Рис. 3. Изменение размера зоны уплотнения грунтового массива взрывами цилиндрического заряда ВВ в зависимости от объемного веса грунта в естественном состоянии (о) и энергии единицы веса ВВ (Δ)

$$R = \frac{R_0 \sqrt[4]{\frac{g_{ВВ} Q}{\Delta}}}{0,476 \sqrt{v_{кр}}} . \qquad (9)$$

Таким образом, установлено, что величина зоны уплотнения грунта взрывами цилиндрических зарядов ВВ изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц грунта.

По полученной формуле установлены закономерности изменения размеров зоны уплотнения грунтового массива взрывами цилиндрического заряда в зависимости от радиуса заряда и объемного веса ВВ (рис. 2).

Исследованиями установлено, что с увеличением радиуса заряда от 0,05 до 0,22 *m* размер зоны уплотнения грунтового массива интенсивно линейно возрастает от 2 до 8,2 *m*. А при увеличении плотности ВВ от 0,8 до 1 *kg/m*^{3} незначительно параболически увеличивается зона уплотнения грунтового массива от 3,8 до 4,2 *m*.

Нами также установлены закономерности изменения размеров зоны уплотнения грунтового массива взрывами цилиндрического заряда в зависимости от объемного веса грунта в естественном состоянии и энергии единицы веса ВВ (рис. 3).

Установлено, что с уменьшением объемного веса грунта в естественном состоянии от 2200 до 1000 *kg/m*^{3} размер зоны уплотнения грунтового массива увеличивается от 3,9 до 4,7 *m*. А при увеличении энергии единицы веса ВВ от 400 до 1000 kgm/kg зона уплотнения грунтового массива незначительно увеличивается от 3,5 до 4,6 *m*. Полученные закономерности характеризуются зависимостями параболического типа.

В результате проведенных теоретических исследований установлены изменения размеров зон уплотнения грунтового массива взрывом цилиндриче-

ского заряда в линейной зависимости от радиуса заряда и параболической зависимости от объемного веса ВВ, объемного веса грунта в естественном состоянии и энергии единицы веса ВВ. Исследования проведены в соответствии с тематическим планом по государственному гранту Центра по науке и технологиям при Кабинете Министров Республики Узбекистан на выполнение прикладных научных исследований 5-038 – «Разработка технологии уплотнения грунтов при образовании удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса» на период 2009-2011 гг.

УДК 622.235.(043.3)

© Норов Ю.Д., Заиров Ш.Ш., Арапбаев Н.Е. 2009 г.

ТЕХНОЛОГИЯ ВЕДЕНИЯ БУРОВЗРЫВНЫХ РАБОТ С ИСПОЛЬЗОВАНИЕМ ЗОН ОСЛАБЛЕНИЯ МАССИВА

Норов Ю.Д., зам. начальника ЦНИЛ ГП НГМК по горным работам, докт. техн. наук, профессор; **Заиров Ш.Ш.,** инженер горного бюро ЦНИЛ; **Арапбаев Н.Е.,** магистрант НГГИ

Нами исследованы изменения размеров зон ослабления прочности горного массива в зависимости от диаметра, количества взрываемых скважин, высоты уступа, степени замедления и прочностных свойств массива, на основе которых разработана технология ведения буровзрывных работ на открытых горных работах. Исследования проводились по государственному заказу Центра по науке и технологиям при Кабинете Министров Республики Узбекистан на выполнение прикладных научных исследований П.6.2.12 – «Обоснование и разработка новых способов взрывания с использованием ослабления массива, создаваемого физико-химическими воздействиями, для повышения их эффективности на открытых горных работах».

Разработанная технология наиболее эффективна при строительстве котлованов, траншей, ирригационных сооружений различного назначения и в условиях, когда необходимо применение специальных мер защиты сооружений от разлетающихся при взрыве осколков горных пород.

Известна технология производства буровзрывных работ вблизи охраняемых сооружений, включающая бурение скважин, заряжание их зарядами взрывчатых веществ (ВВ), использование для взрываемого участка специальных укрытий и взрывание.

Главным недостатком данной технологии является ее неприемлемость на небольших участках производства взрывных работ.

Известна также технология производства буровзрывных работ вблизи охраняемых объектов, включающая разделение участков на отдельные блоки, бурение скважин, заряжание ВВ, забойку, укрытие блока и взрывание.

При данной технологии выявлена повышенная трудоемкость производства буровзрывных работ вследствие необходимости частичного перебуривания скважин очередного блока, поврежденных за счет действия энергии взрыва на предыдущем блоке и завала устьев скважин взорванной горной породой.

В предлагаемой нами технологии взрываемый блок по ширине заходки делится на две части. Первая (основная часть), начиная от свободной поверхности уступа, обуривается согласно проекту буровзрывных работ карьера, вторая часть (последний ряд скважин) обуривается по увеличенной сетке (рис. 1), а время замедления взрывания для этого ряда увеличивается на 10 *ms*.

Нами проведены серии опытно-промышленных взрывов при различных диаметрах скважин и прочностных свойствах горных пород на карьерах известняков и гранитов ГАЖДК «Ўзбекистон темир

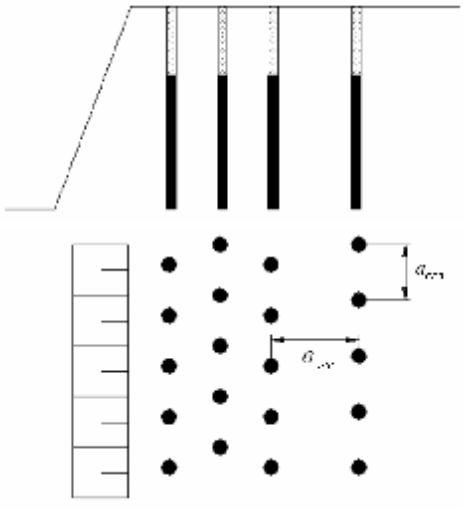


Рис. 1. Схема взрывания горных пород взрывом скважинных зарядов ВВ с использованием зон ослабления массива

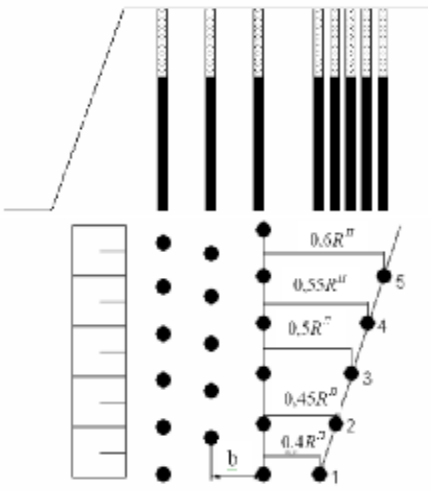


Рис. 2. Схема расположения зарядов ВВ для установления расстояния между рядами скважин в зоне ослабления массива: 1-5 – скважинные заряды ВВ

Таблица

Гранулометрический состав взорванной горной массы на контрольных и экспериментальных участках

Серия взрывов	Участок горного массива	Гранулометрический состав, %							Фракция +400 mm, %
		0-200	201-400	401-600	601-800	801-1000	1001-1200	1200	
1	Контрольный	45,7	25,1	12,2	8,5	5,5	2,3	0,7	13,5
	Экспериментальный	17,5	35,3	11,0	14,2	6,4	4,3	1,3	56,3
2	Контрольный	41,4	26,1	15,5	8,3	5,3	3,4	–	43,5
	Экспериментальный	12,1	35,1	23,2	15,4	8,3	5,0	0,9	54,7
3	Контрольный	42,6	26,4	14,5	7,2	5,7	3,1	0,5	41,3
	Экспериментальный	12,1	38,3	21,3	19,2	4,1	3,4	1,6	59,7

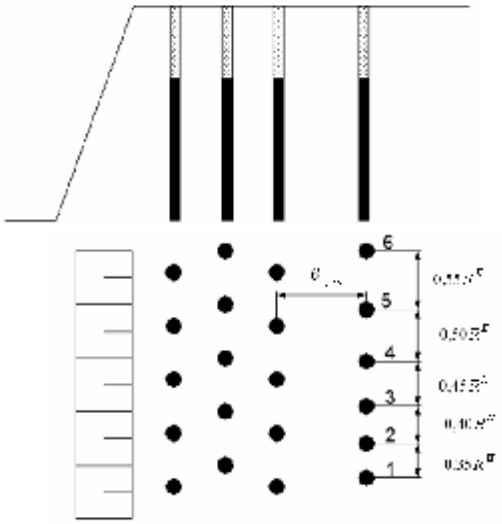


Рис. 3. Схема расположения зарядов ВВ для установления расстояния между скважинами в ряду в зоне ослабления массива: 1–6 - скважинные заряды ВВ

йўллари» с целью определения расстояний между рядами и между скважинами в ряду в зоне ослабления горного массива.

Для определения расстояния между рядами в зоне ослабления прочности массива горных пород помимо основных скважин по типовому проекту бурились 5 дополнительных скважин на различных расстояниях от последнего ряда взрываемого блока (рис. 2).

По проработке подошвы уступа в зоне ослабления получено эффективное расстояние между рядами скважин в зоне ослабления массива, определяемое по формулам:

– для алевротизированных сланцев:

$$b_{осл} = 0{,}45R^{П} = 2{,}36d\left(\sqrt{n} + 7{,}42\right),\ m;$$

– для граносиенита:

$$b_{осл} = 0{,}55R^{П} = 1{,}75d\left(\sqrt{n} + 8{,}71\right),\ m,$$

где $R^{п}$ – радиус ослабления прочности горного массива по поверхности уступа, *m*; d – диаметр скважины, *m*; n – количество скважин в основном блоке. Расстояние между скважинами в ряду в зоне ослабления прочности горного массива определялось по схеме, приведенной на рис. 3.

В результате опытно-промышленных взрывов установлены формулы определения расстояния между скважинами в зоне ослабления массива:

– для алевротизированных сланцев:

$$a_{осл} = 0{,}4R^{П} = 2{,}1(\sqrt{n} + 7{,}42),\ m;$$

– для граносиенита:

$$a_{осл} = 0{,}5R^{П} = 1{,}6d(\sqrt{n} + 8{,}71),\ m.$$

После определения эффективных параметров буровзрывных работ проведены три серии экспериментальных взрывов с целью определения качества дробления горных пород в зоне ослабления прочности массива. В первой серии взрывов было пробурено 68 скважин диаметром 125 *mm* по 23 скважины в каждом ряду. В зоне ослабления массива располагали в один ряд 17 скважин того же диаметра с сеткой 3,5x4,0 *m* вместо 3,0x3,5 *m*. При этом удельный расход ВВ уменьшался с 0,676 до 0,63 kg/m^3, а бурение – с 0,11 до 0,086 m/m^3. Во второй серии взрывов на экспериментальном участке располагали соответственно 87 и 26 скважин диаметрами 125 *mm*. В зоне ослабления массива сетка была увеличена с 3,0x3,5 *m* до 4,0x4,0 *m*. Удельный расход ВВ и бурения уменьшился на 10-12%.

В третьей серии взрывов на экспериментальном участке было пробурено 96 скважин диаметрами 214 *mm* по 48 скважин в каждом ряду. В зоне ослабления массива 36 скважин того же диаметра располагали в один ряд с увеличенной сеткой 6,5x7,0 *m* вместо 5,5x6,0 *m*. При этом удельный расход ВВ уменьшился с 0,637 до 0,57 kg/m^3, а удельный расход бурения – с 0,0303 до 0,027 m/m^3.

Анализ результатов, приведенных в табл., показывает, что при способе взрывания с использованием зон ослабления прочности массива, по сравнению с обычным методом, выход негабарита существенно не изменился, а выход фракции +400 mm увеличился до 41-60%.

Таким образом, разработана технология ведения буровзрывных работ с использованием зон ослабления прочности массива горных пород, создаваемых взрывами серии скважинных зарядов ВВ, и определены их эффективные параметры. Опытно-промышленные испытания показали, что сетку скважин в зоне ослабления прочности горного массива можно увеличить на 20-25%, что позволит уменьшить удельный расход ВВ и затраты на бурение на 10-15%.

УДК 622.286.4(043.3)
© Насиров У.Ф., Мислибаев И.Т., Баракаев С.С., Мирзаева Ф.Ж. 2009 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ УПЛОТНЕНИЯ ГРУНТОВ ВЗРЫВАМИ ЗАРЯДОВ ВЫБРОСА

Насиров У.Ф., ректор НГГИ, канд. техн. наук; **Мислибаев И.Т.,** заведующий кафедрой «Горное дело» НГГИ, канд. техн. наук; **Баракаев С.С.,** аспирант НГГИ; **Мирзаева Ф.Ж.,** магистрант НГГИ

На основании теоретических и экспериментальных исследований В.В. Адушкина, М.М. Докучаева, Г.М. Ляхова, Г.И. Покровского, В.Н. Родионова, М.А. Садовского, А.Н. Ханукаева, А.А. Черниговского и др. процесс выброса, с точки зрения механизма передачи энергии выбрасываемому грунту, схематично можно представить в виде, приведенной схемы на рис. 1. Под воздействием свободных продуктов взрыва формируется ударная волна, энергия которой равномерно передается во все стороны. Песчаный массив уплотняется и вокруг зарядной камеры образуется полость в виде правильной сферы радиусом 10 R_0 (где R_0 – радиус полости), что в несколько раз превышает радиус полости в твердых породах. Эту первую стадию называют камуфлетной (грунт движется центрально-симметричным образом, как при взрыве в безграничной среде).

Время, необходимое для образования полости в песчаном массиве, составляет 200 *ms* на 1 *m* радиуса заряда [1], что в несколько десятков радиусов больше, чем в твердых породах. Например, при линии наименьшего сопротивления (ЛНС) равной $50R_0$ и при R_0=0,053 *m* длительность фазы сжатия составляет 60 *ms*, а время пробега волны до открытой поверхности 2-3 *ms*.

Поскольку длина волны в десятки раз превышает ЛНС, то отраженное поле смещений накладывается на поле смещений, образованное прямой волной. Скорость смещения по ЛНС удваивается. Таким образом, симметрия в поле смещения нарушается сразу, а не после отражения волны от открытой поверхности и полость начинает вытягиваться в направлении ЛНС (рис. 1, фаза III); форма полости приближается к эллиптической, большая ось которой совпадает с ЛНС. Поскольку путь пробега волны по ЛНС является минимальным, то скорость смещения и кинетическая энергия перемещающейся породы в этом направлении являются максимальными.

Поднятая масса оказывается в пределах оболочки, оконтуренной изнутри поверхностью полости, а снаружи – поверхностью параболоида вращения. Наибольшую толщину оболочка имеет в своей нижней части, где она ещё связана с массивом, наименьшим в верхней части.

Неравномерное размещение породы в различных частях оболочки и неодинаковая сопротивляемость её перемещению приводят к тому, что верхняя часть оболочки продолжает перемещаться с большой скоростью, тогда как её нижняя часть, обладая большей массой и будучи связана с массивом, перемещается с меньшей скоростью. Она быстро теряет свой начальный запас кинетической энергии. Таким образом, верхняя часть оболочки быстрее увеличивается в объеме по сравнению с нижней. В момент, близкий к концу процесса, толщина верхней части оболочки уменьшается настолько, что силы сцепления между частицами среды становятся незначительными. Подъем породы представляет собой полет отдельных кусков и частиц и верхняя часть оболочки полностью раскрывается, разлетаясь в виде несвязанной массы.

Таким образом, направленное действие грунтового массива по ЛНС обусловлено действием падающей и отраженной волны. Этот этап назван в работах [2, 3] вторым этапом стадии – газового ускорения разлета породы в направлении ЛНС

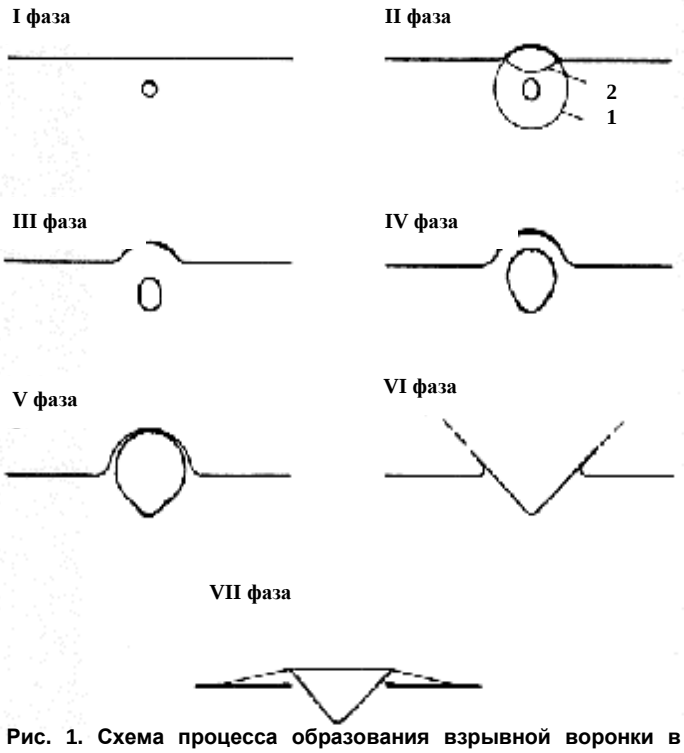


Рис. 1. Схема процесса образования взрывной воронки в грунтах: 1 - падающая (прямая) волна; 2 - отраженная волна

газообразными продуктами взрыва, находящимися в камуфлетной полости. С момента прорыва газа в атмосферу скорость полёта частиц грунта увеличивается. В момент достижения максимальной скорости полета количество энергии, передаваемое грунту волной и продуктами взрыва, составляет 95% потенциальной энергии заряда [3].

Основная масса поднятого грунта оказывается сосредоточенной в средней и нижней частях оболочки. Поскольку средняя часть оболочки обладает большей скоростью по сравнению с нижней, она отклоняется от оси воронки на большее расстояние. Масса оболочки, израсходовав весь свой запас кинетической энергии, опускается под тяжестью собственного веса, образуя открытую взрывную воронку. Так как основная масса грунта была сосредоточена в нижней части оболочки, то после её опускания у краев воронки образуется высокий гребень. В этот момент воронка имеет наибольший объем.

Порода, опустившаяся на край воронки, начинает сползать в нее до образования угла естественного откоса. Это приведет к уменьшению первоначальной глубины воронки и, в целом, к уменьшению её объема. Уменьшается и первоначальная высота гребня воронки (рис. 1, фаза VII). Таким образом, направление действия грунтового массива по ЛНС обусловлено действием падающей и отраженной волны. После подхода отраженной волны к полости движущейся массы сообщается некоторое количество дополнительной энергии, оставшейся в продуктах взрыва. Этот этап назван в работах [2, 3] стадией газового ускорения разлета породы.

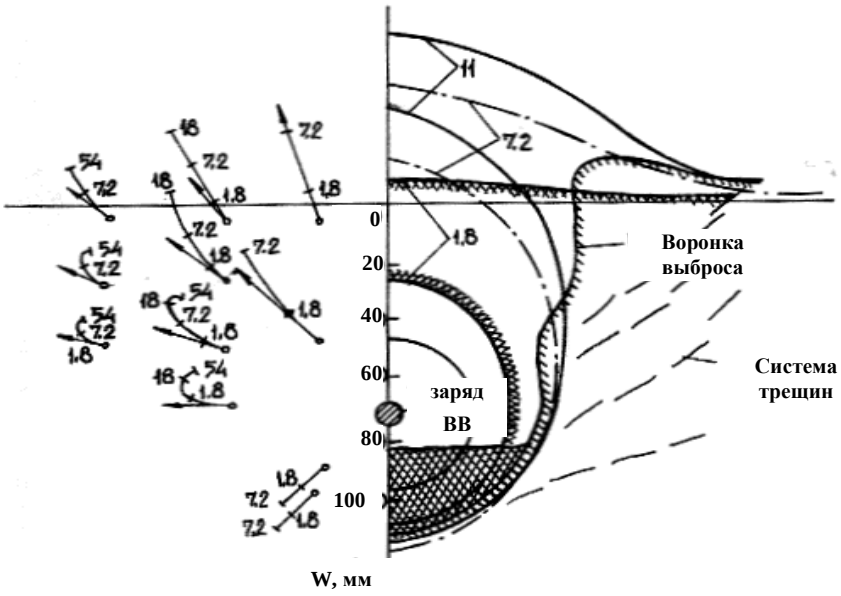


Рис. 2. Контуры полости, купола и траектория отдельных точек среды (цифрами указано время в миллисекундах)

При рассмотрении камуфлетной фазы взрыва также определяется форма газовой полости, зависящая от способности грунта деформироваться в различных направлениях. При расчете начальных скоростей отбрасываемого грунтового потока в фазе газового ускорения используются лучевые приближения, основанные на экспериментальных результатах [4-7].

Известно, что величина кинетической энергии пропорциональна энергии взрыва. При разлете грунта, являющемся в сущности при плоском движении компактно движущейся массой в благоприятных условиях сопротивление воздуха можно не учитывать. Продукты взрыва отрываются от поверхности массива в первые же миллисекунды. Порода продолжает перемещаться по инерции. При взрыве накладного заряда стадия газового ускорения разлёта породы отсутствует.

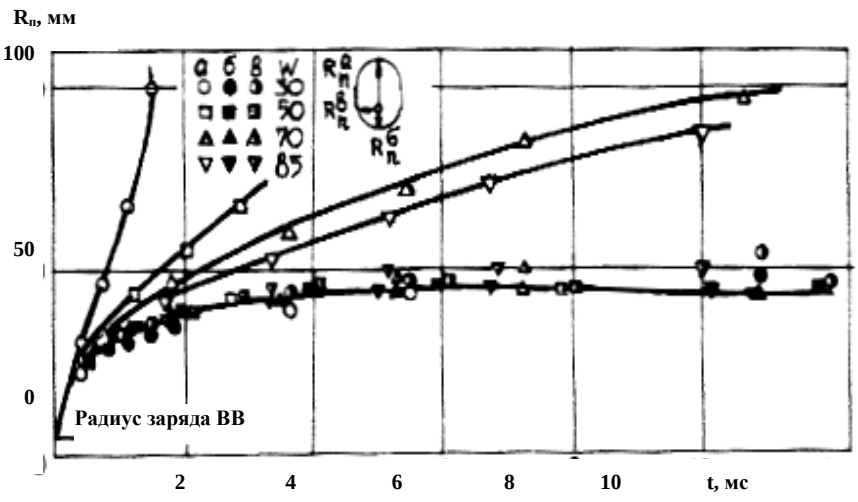


Рис. 3. Изменение размеров полости во времени

В работе [8] приведены результаты поведения газовой полости и среды в зоне воронки взрыва. Установлены три области, отличающиеся характером движения.

На рис. 2 показаны контуры полости, купола и траектория отдельных точек среды, на

которых четко видна первая область, расположенная под зарядом в зоне, ограниченной углом примерно 60^0 от оси симметрии. Движение среды здесь направлено по радиусу, исходящим под зарядом ВВ. После остановки репера прослеживается его возвратное движение к центру взрыва. Во второй области движение среды существенно двумерное. Четко прослеживается возвратное движение в направлении к оси воронки. Отношение между вертикальной и горизонтальной компонентами смещений среды зависит от глубины залегания данной точки. Чем ближе к открытой поверхности, тем больше вертикальные компоненты.

Очевидно, что точки, имеющие направленность движения по оси воронки, не будут выброшены из ее контуров. Третья область, расположенная над местом взрыва, отличается практически прямолинейным движением среды. Это собственно область выброса.

На рис. 3 приведены изменения размеров газовой полости во времени. Исследованиями [8] также установлено что при взрыве на выброс во влажном песке обнаружено нарушение сплошности в виде систем трещин в объеме, существенно превышающем объем воронки взрыва. Следует отметить, что зона, охваченная трещинами, в 3-4 раза превышает объем воронки выброса.

В работе [9] на моделирующем устройстве был исследован эффект взрыва на выброс одного заряда. Исследованиями установлено, что в средней части холма образовалась воронка с пологими бортами. Киносъемка показала, что в процессе развития взрыва на месте вершины холма образуется шарообразный купол. Это связано с тем, что две линии ЛНС заряда практически совпадают с расстоянием до вершины холма. При условии выброса у заряда можно уменьшить линейную плотность заряжания, либо расположить несколько глубже (с ЛНС 28-30 m), увеличив тем самым объем сброса.

С помощью приборов жидкостных измерителей скорости стало возможным измерение кинематических параметров в условиях сложного рельефа и воронки при взрывах на склонах.

Кроме того, эпюры V(t) можно использовать для изучения динамических процессов, протекающих при взрывах на выброс.

Проведенные нами исследования выполнены по государственному гранту Центра по науке и технологиям при Кабинете Министров Республики Узбекистан на выполнение прикладных научных исследований 5-038 – «Разработка технологии уплотнения грунтов при образовании удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса» на 2009-2011 гг.

Список литературы:

1. Ханукаев А.Н. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. – М.: Недра, 1974. – 224 с.
2. Механический эффект подземного взрыва. / В.Н.Родионов, В.В.Адушкин и др. – М.: Наука, 1976. – 285 с.
3. Суханов А.Ф., Кутузов Б.Н. Разрушение горных пород взрывом. – М.: Недра, 1983. – 344 с.
4. Черниговский А.А. Метод плоских систем зарядов в горном деле и строительстве. – М.: Недра, 1971. – 243 с.
5. Huges T.J.R., Liu W.K., Brooks A. Finite Element Analysis of Incompressible Viscous Flows by the Penalty Function Formulation /J. of Computational Physics, 1979. – P. 1-60.
6. Lashari M. Strees, Vibration, Buckling, Dynamics and Heat Transfer Analysis. Cosmos/M User Guide-Structural Research and Analysis Corporation, Santa Monica, USA, 1989.
7. Гужов Н.А., Коротков П.Ф. Расчет взрыва на выброс при лучевом приближении. // Прикладная механика и техническая физика. – 1975. – №6. – С. 77-86.
8. Наумов Е.Ф., Сухотин А.П. Изучение движения среды вблизи очага взрыва оптическим методом. // Взрывное дело. – 1982. – №83/40. – С. 61-67.
9. Адушкин В.В., Либин В.А., Перник Л.Н. Аналоговая установка для исследования групповых взрывов на выброс. // Взрывное дело. – 1982. – №83/40. – С. 36-44.

УДК 622.286.4(043.3)

© Насиров У.Ф., Баракаев С.С., Мирзаева Ф.Ж. 2009 г.

ТЕОРЕТИЧЕСКИЕ ИССЛЕДОВАНИЯ И РАСЧЕТ УПЛОТНЕНИЯ ГРУНТА БОКОВЫХ СТЕНОК ВЫЕМКИ СФЕРИЧЕСКИМ ЗАРЯДОМ

Насиров У.Ф., ректор НГГИ, канд. техн. наук; **Баракаев С.С.,** аспирант НГГИ; **Мирзаева Ф.Ж.,** магистрант НГГИ

Энергетическую теорию взрывного процесса в грунтовом массиве можно рассматривать в следующем виде: при взрыве заряда, помещенного на достаточной глубине, на стенки зарядной камеры оказы-

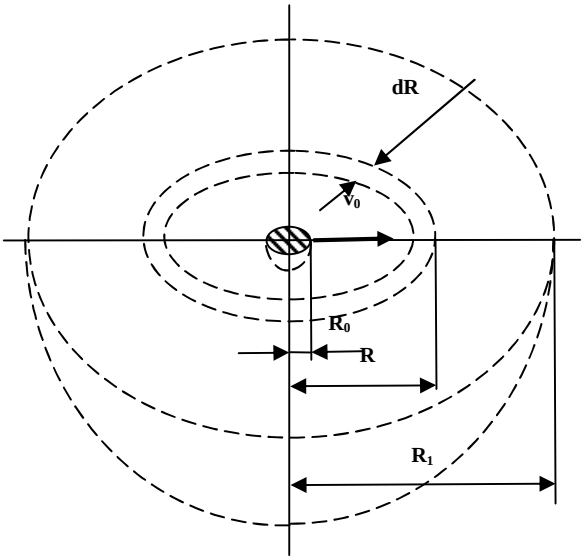


Рис. Расчетная схема действия взрыва сферического заряда

вает действие чрезвычайно высокое давление, вызывающее ударную волну, влияние которой проявляется в весьма небольшой промежуток времени.

Вследствие кратковременности процесса взрыва действие его можно принять мгновенным, т.е. время передачи энергии в среде равно нулю; можно также принять, что среда обладает малой подъемной сжимаемостью.

На основании этих допущений действие взрыва в грунтовом массиве при образовании открытых горных выработок можно описать следующим образом. Движение среды за фронтом ударной волны под действием высоких давлений приводит к сжатию ее с одновременным увеличением геометрических размеров зарядной камеры. При достижении средой предельного расширения вследствие понижения давления происходит ее обратное движение, в результате чего, кроме радиальных трещин, на стенках боковых выработок образуются кольцевые трещины. Вблизи места взрыва обратное движение среды приводит к дополнительному сжатию, образуя уплотненные зоны в боковых выработках.

Рассмотрим изменение скорости v некоторой точки среды на расстоянии R от центра заряда. При этом силами трения и сцепления необходимо пренебречь, что вполне допустимо при небольших расстояниях от центра взрыва и чрезвычайно большой силы давления.

На основании изложенного выше можно построить скоростное поле, исходя при этом из положений кинетической теории, что «через любую сферическую поверхность радиуса R, проведенную вокруг заряда радиусом R_0, в единицу времени проходит такой объем материала, каков объем газов, вышедших за пределы начальных границ заряда» [1], т.е.

$$4\pi R^2 v = 4\pi R_0^2 v_0,$$

или

$$v = v_0\left(\frac{R_0}{R}\right)^2, \qquad (1)$$

где v – скорость частиц грунта на расстоянии радиуса R, *m/s*;

v_0 – скорость частиц грунта на поверхности заряда, *m/s*;

R – расстояние от центра заряда до данной точки, *m*;

R_0 – радиус заряда, *m*.

Согласно выражению (1) наибольшая скорость v_0 будет соответствовать скорости частиц грунта, непосредственно соприкасающихся с продуктами взрыва, а наименьшую скорость v будут иметь частицы грунта, расположенные на расстоянии R.

Рассмотрим расчетную схему действия сферического заряда в грунтовом массиве, приведенную на рис.

По данной схеме определим величину кинетической энергии слоя грунта внутри радиуса R. Для этого определим запас энергии сферического слоя толщиной dR и введем следующие обозначения: поверхность сферы – $4\pi R^2$; плотность среды (грунта) – $\rho_{гр}$; радиус сферического заряда – R_0.

Тогда элементарный объем массы составит

$$dm = 4\pi R^2 \rho_{гр} dR,$$

а кинетическая энергия элементарного объема dE будет

$$dE = \frac{dmv^2}{2} = 2pR^2 v^2 r_{гр} dR \cdot$$

Следовательно, кинетическую энергию массы грунта на расстоянии R_1 можно определить из выражения

$$E = \int_{R_0}^{R_1} \frac{dmv^2}{2} = 2p r_{гр} v_0^2 R_0^2 \left(\frac{1}{R_0} - \frac{1}{R_1}\right),$$

или

$$E = 2p r_{гр} v_0^2 R_0^2 \left(\frac{R_1 - R_0}{R_1}\right).$$

Так как $R_1 > R_0$. можно принять, что

$$\frac{R_1 - R_0}{R_1} \cong 1 \cdot$$

Обозначив через $\gamma_{вв}$ объемный вес ВВ (*kg/m*^{3}), а через Q – энергию единицы веса ВВ (*kgm/kg*), получим выражение для определения кинетической энергии, выделившейся при взрыве заряда ВВ,

$$E = \frac{4}{3} p R_0^3 g_{вв} Q \cdot$$

Приравняв кинетическую энергию массы грунта энергии, выделяемой при взрыве заряда ВВ, получим

$$\frac{4}{3}pR_0^3 g_{вв} Q = 2p r_{гр} v_0^2 R_0^3 \left(\frac{R_1 - R_0}{R_1} \right) \qquad (2)$$

Так как $\frac{R_1 - R_0}{R_1} \cong 1$, из уравнения (2) определим скорость частиц грунта на поверхности заряда

$$v_0 = \sqrt{\frac{2g_{вв} Q}{3r_{гр}}}. \qquad (3)$$

Подставив значение v_0 из выражения (3) в формулу (1), получим

$$v = \sqrt{\frac{2g_{вв} Q}{3r_{гр}}} \left(\frac{R_0}{R} \right)^2. \qquad (4)$$

Плотность среды (грунта) может быть выражена как:

$$r_{гр} = \frac{\Delta}{g} \text{ [kg s}^2\text{/m}^4\text{]}, \qquad (5)$$

где Δ – объемный вес грунта в естественном состоянии, *kg/m*^{3}; g=9,81 *m/s*^{2}.

Подставив выражение (5) в уравнение (4), получим

$$v = \sqrt{\frac{2g_{вв} Qg}{3\Delta}} \left(\frac{R_0}{R} \right)^2. \qquad (6)$$

По выражению (6) можно определять скорость частиц среды на различном расстоянии от центра взрыва.

Известно, что объемный вес грунта зависит от минералогического состава, пористости и влажности; при изменении этих компонентов будет изменяться величина v, определяемая по выражению (6).

Пользуясь выражением (6), определим радиус заряда R_0

$$\frac{R_0^2}{R^2} = \frac{v}{\sqrt{\frac{2g_{вв} Qg}{3\Delta}}},$$

Откуда

$$R_0 = 0{,}625 \frac{\sqrt{v}R}{\sqrt{\frac{g_{вв} Q}{\Delta}}}.$$

Разрушение среды возможно в случае, если скорость перемещения частиц грунта в соответствующих условиях будет больше некоторой критической величины $v_{кр}$. Принимая, что $v=v_{кр}$, окончательно получим

$$R = \frac{R_0 \sqrt{\frac{g_{ВВ} Q}{\Delta}}}{0{,}625 \sqrt{v_{кр}}}.$$

Таким образом, установлено, что величина зоны уплотнения грунта взрывом сферического заряда изменяется прямо пропорционально радиусу заряда, энергетическим показателям промышленных ВВ и обратно пропорционально критической скорости разлета частиц грунта.

Данная работа выполнялась по государственному гранту Центра по науке и технологиям при Кабинете Министров Республики Узбекистан на выполнение прикладных научных исследований 5-038 – «Разработка технологии уплотнения грунтов при образовании удлиненных выемок взрывами траншейных зарядов выброса» на 2009-2011 гг.

Список литературы:

1. Власов О.Е. Основы динамики взрыва. М.: изд. ВИА, 1945.

УДК 622.281

© Меликулов А.Д., Салямова К.Д., Кайгародов В.И. 2009 г.

РАСЧЕТНАЯ ОЦЕНКА СОСТОЯНИЯ МАССИВА ГОРНЫХ ПОРОД ВОКРУГ ПОДЗЕМНЫХ ВЫРАБОТОК

Меликулов А.Д., проректор НГГИ, канд. техн. наук; **Салямова К.Д.,** ведущий научный сотрудник ИМиСС АН РУз, докт. техн. наук; **Кайгародов В.И.,** ведущий инженер института O'zGEOTEXLITI

Проведение горной выработки приводит к перераспределению и концентрации напряжений в окружающем её массиве. Создается новое напряженное состояние, при котором чаще всего интенсивность напряжений в прилежащем массиве вокруг выработки становится намного большей, чем в естественном нетронутом массиве. Изучение закономерностей деформирования породного массива вокруг выработки позволяет прогнозировать возможные его состояния во времени после реализации механических процессов. Сложность этой задачи обусловлена, прежде всего, большим числом влияющих факторов. В общем случае породный массив представляет собой дискретную неоднородную анизотропную среду, механические процессы деформирования в которой носят нелинейный во

времени характер. Кроме инженерно-геологических факторов большое влияние оказывают технологические условия сооружения выработок и, в частности, форма и размеры выработок, их ориентация в пространстве, способ проведения и поддержания, конструкция, технология возведения крепи и др. [1-4].

Учесть влияние всех факторов при аналитическом способе изучения закономерностей процесса формирования напряженно-деформированного состояния (НДС) породного массива практически невозможно. Но многолетний опыт исследований, накопленный специалистами в этой области, показывает, что при любом сочетании влияющих факторов из них могут быть выделены один-два наиболее значительных, имеющих определяющее значение для характера реализации механических процессов.

Для анализа напряженно-деформированного состояния различных тел и конструкций в настоящее время широко используются компьютерные программные комплексы, основанные на алгоритмах решения задач механики сплошной среды методом конечных элементов (МКЭ). Общая идея МКЭ - переход от дифференциальных уравнений механики сплошных сред к системе линейных уравнений относительно смещений вершин элементов, на которые предварительно разбивается исследуемая область сплошной среды, на основе простейших физических зависимостей в пределах этих элементов [1].

Основная идея МКЭ состоит в том, что любая непрерывная величина (температура, давление, перемещение) аппроксимируется дискретной моделью, построение которой выполняется на множестве кусочно-непрерывных функций, определенных на конечном числе подобластей. Алгоритм построения дискретной модели изучаемой непрерывной величины заключается в следующем:

• В рассматриваемой области фиксируют конечное число точек. Эти точки в дальнейшем называют узлами.

• Полагают, что исследуемая непрерывная величина в каждом узле является переменной, подлежащей определению в процессе решения задачи.

• Область изменения непрерывной величины разбивают на элементы. Эти элементы имеют между собой общие узлы и, в совокупности, аппроксимируют форму области в целом.

• Непрерывную величину аппроксимируют в пределах каждого элемента полиномом, коэффициенты которого рассчитывают на основании значений этой величины в узлах. Каждый элемент аппроксимируют своим полиномом, а коэффициенты полиномов подбирают таким образом, чтобы сохранялась непрерывность величины вдоль границ соседних элементов.

МКЭ в геомеханике используется, в основном, для решения плоских задач. Сложность решения практических задач заключалась в необходимости решения уравнений высоких порядков для обеспечения приемлемой точности, во вводе и выводе больших массивов данных по элементам и в интерпретации полученных результатов. Развитие компьютерной техники и программного обеспечения для прочностных расчетов в машиностроении, строительстве и других отраслях техники привело к появлению ряда мощных систем трехмерного компьютерного проектирования и конечно-элементного анализа, использующих графический интерфейс Windows для задания граней тел и графической интерпретации результатов решения, например, такие как MSCMarc, ANSYS, ABAQUS, COSMOS/Works.

COSMOS/Works – система конечно-элементного анализа, интегрированная в среду трехмерного проектирования SolidWorks.

Объединение систем проектирования и конечно-элементного анализа позволило получить инструмент для расчета и оптимизации конструкций (первоначально космического назначения), состоящих из большого числа деталей.

Рассмотрим решение задачи с помощью программного комплекса COSMOS/Works на примере заданных горно-геологических условий. В массиве горных пород с определенными физико-механическими свойствами (модуль упругости $E=2{,}94\times10^9$ *Pa*, коэффициент Пуассона $h=0{,}35$, объемный вес $g=1980$ kg/m^3, угол внутреннего трения $j=27^0$, коэффициент сцепления $C=0{,}68\times10^6$ *Pa*) на глубине 80-100 *m* пройдена выработка, параметры которой показаны на рис. 1. По результатам оценки состояния массива было установлено, что на уровне данного горизонта действуют тектонические напряжения, величина которых вкрест простирания пород составляет 2,9 *MPa* при расчетной величине

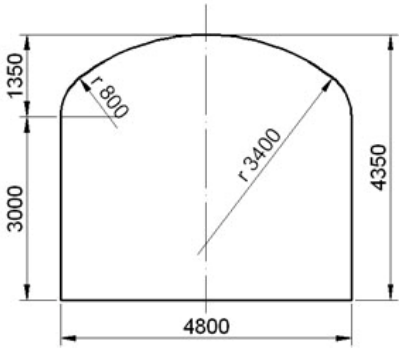


Рис. 1. Расчетные параметры горной выработки

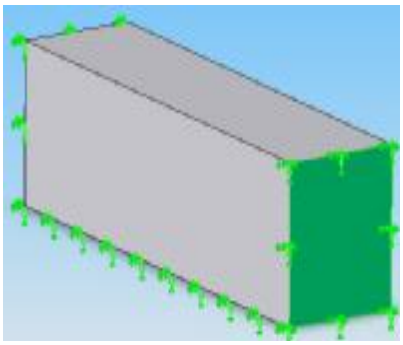


Рис. 2. Схема защемленных жестко граней

вертикальных 2,1 *MPa*. Рассмотрим схему, когда выработка пройдена по простиранию горных пород, и продольное напряжение равно нулю.

Для решения задачи определения НДС массива под действием сил гравитации методом конечных элементов (МКЭ) рассматриваем конечную область горных пород в виде призмы размерами $50\times50\times200$ *m*. Направление продольной оси призмы совпадает с линией простирания пород. Массив для упрощения решения задачи принимаем упругим и однородным. В качестве граничных условий принимаем защемление нижней и торцовых граней призмы, остальные грани принимаются свободными от нагрузок (рис. 2). Расчетная область разбивается на треугольные конечные элементы (рис. 3). Каждому конечному элементу присваиваются физические свойства (E, h, g).

Напряженное состояние массива пород рассматривается в плоскости

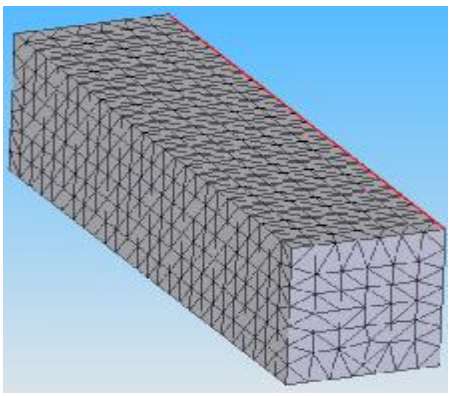


Рис. 3. Схема разбивки расчетной области на конечные элементы

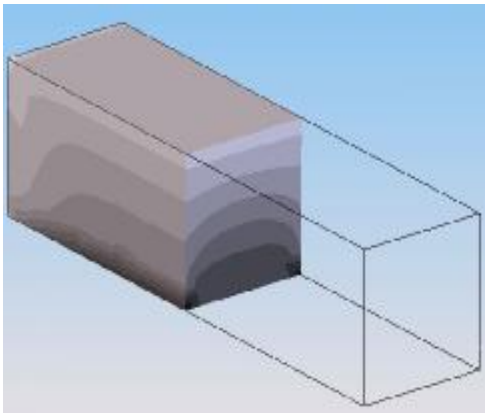


Рис. 4. Плоскость сечения призмы

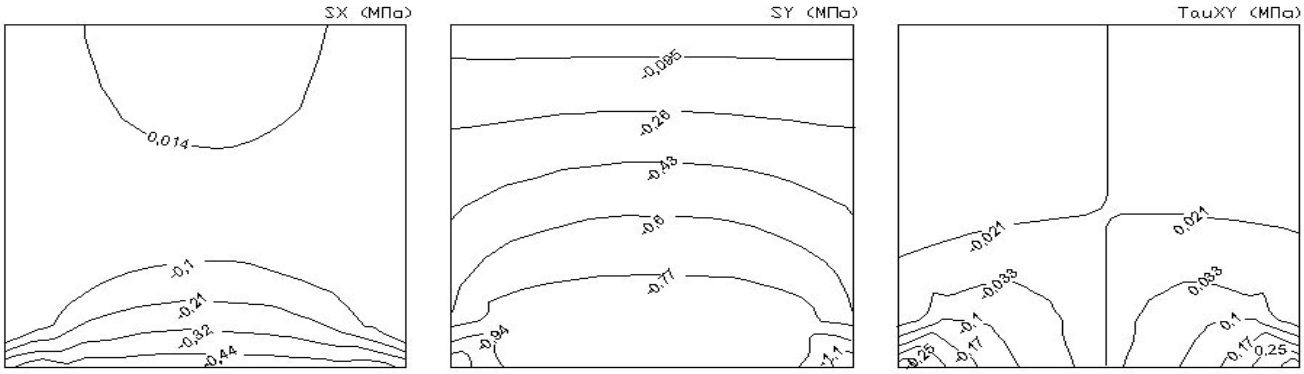


Рис. 5. Изолинии напряжений S_x, S_y, t_{xy} в массиве под действием гравитационных сил

сечения средней части длинной стороны призмы (рис. 4). Это сечение расположено в плоскости координатных осей XoY, когда продольная ось призмы параллельна координатной оси oZ. В нашем случае рассмотрение напряжений s_x (горизонтальных), s_y (вертикальных) и t_{xy} (касательных) является достаточным, т.к. силы, направленные вдоль оси oZ не будут иметь существенного влияния.

Анализ полученного напряженного состояния пород от действия сил гравитации показывает симметричное распределение напряжений, а линии равных напряжений $s_y \approx g \times h$, нулевая линия касательных напряжений проходит по середине области, что подтверждает достоверность полученной картины результатов расчета (рис. 5).

Затем, используя инструменты и возможности программы SolidWorks, в расчетной области призмы создадим выработку с параметрами, указанными на рис. 1. Разобьем область на множество конечных элементов, теперь уже с учетом геометрии выработки (рис. 6). В отличие от предыдущего опыта добавляем в систему граничных условий перпендику-

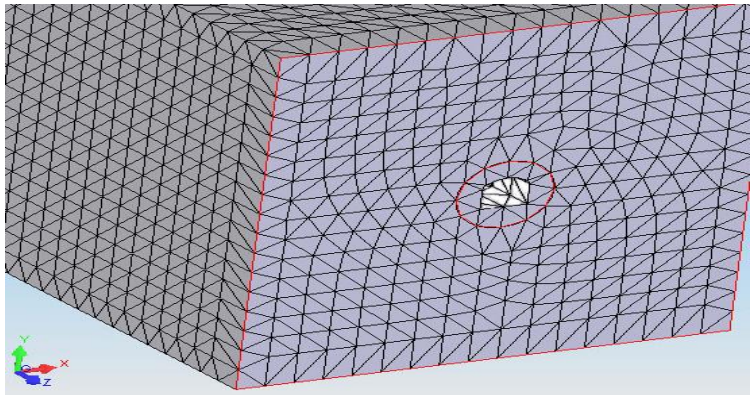


Рис. 6. Разбивка области на элементы с учетом проведенной выработки

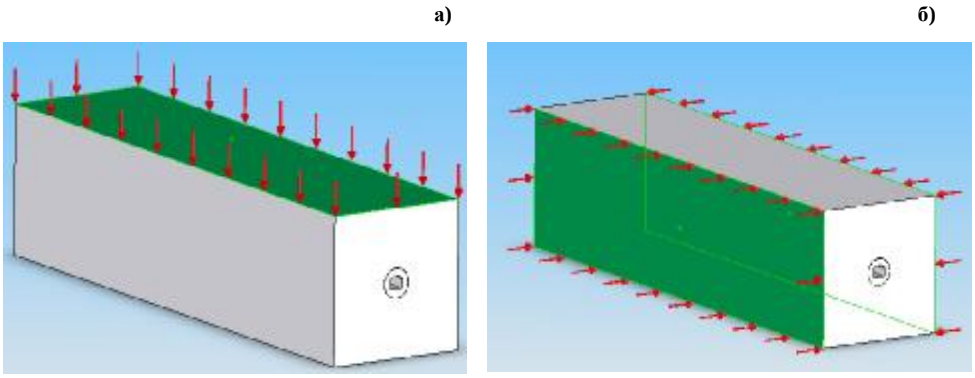


Рис. 7. Добавление в модель граничных условий в виде напряжений: *а* – вертикальных, *б* - горизонтальных

в сводовой части контура – 4,6 *MPa*, в почве – 3,7 *MPa*, а в боках – 1,2-2,0 *MPa*. Вертикальные напряжения S_y оказывают сжимающее действие по всему контуру выработки, кроме участка середины почвы, где прослеживаются растягивающие напряжения (0,5-0,7 *MPa*). Максимальные значения (3,7 *MPa*) находятся в боках выработки. Максимальные тангенциальные напряжения t_{xy} достигнуты в крайних участках свода (2,1 *MPa*) и в узлах сопряжения боков и почвы выработки (1,8 *MPa*).

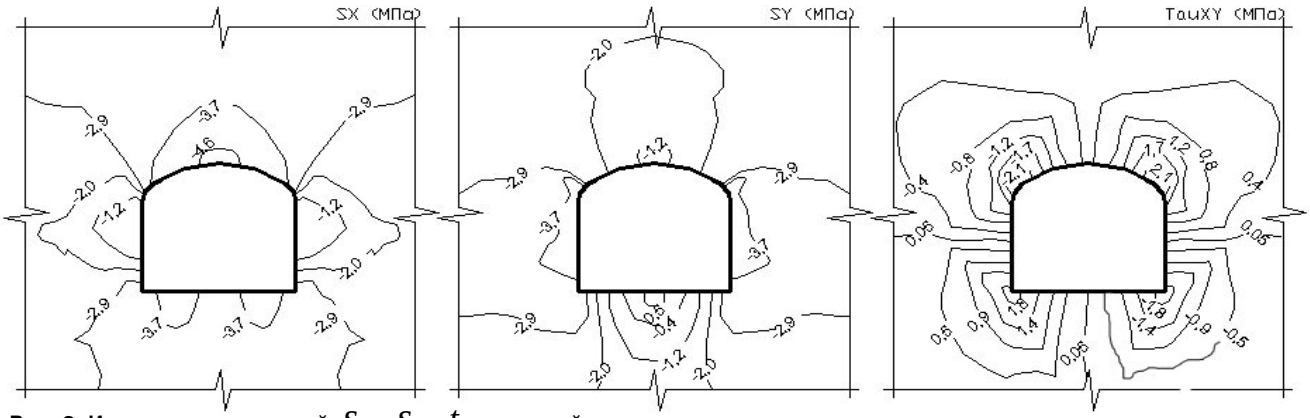


Рис. 8. Изолинии напряжений S_x, S_y, t_{xy} под действием гравитационных, вертикальных и горизонтальных сил в массиве вокруг горной выработки

лярно направленные усилия на верхнюю и боковые грани интенсивностью, соответственно 2,1 *MPa* и 2,9 *MPa*, что приближает расчетную модель к рассматриваемым горно-геологическим условиям (рис. 7). Зафиксированные грани те же, что и в предыдущем случае.

Результаты расчета приведены на рис. 8, где для удобства рассмотрения показана область напряжений действующих лишь вблизи контура выработки. Изолинии напряжений S_x создают сжатие пород по всему контуру выработки, их максимальная величина

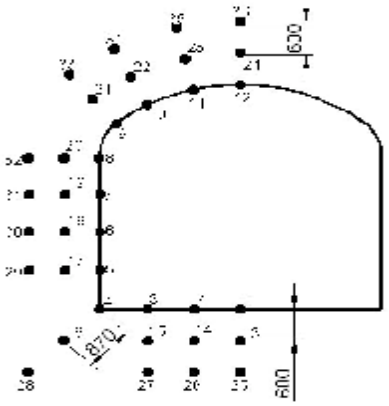


Рис. 9. Расположение точек со значениями напряжений

При оценке устойчивости горных пород считается, что разрушение происходит в результате сдвига одной части породы по другой, а предельное состояние по площадке сдвига характеризуется законом Кулона:

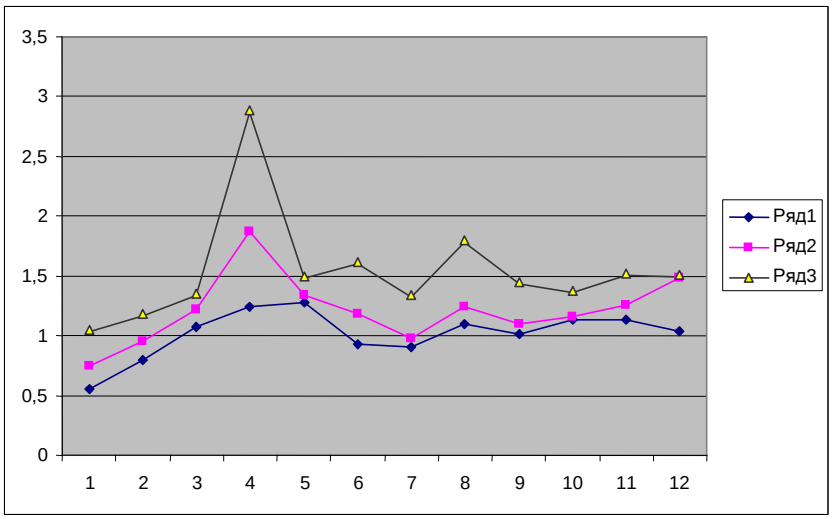


Рис. 10. График значений коэффициента устойчивости в каждом ряду

$$\tau_n^{np} = \sigma_n tg\varphi + C,$$

где φ – угол внутреннего трения пород; C – коэффициент сцепления горной породы; τ_n^{np} – предельное сдвигающее напряжение по площадке скольжения.

В практике проектирования строительства подземных сооружений для оценки допустимого уровня напряжений или прочности широко используется коэффициент запаса устойчивости, определяемый как отношение предельного касательного напряжения к действующему на рассматриваемой площадке:

$$K = \tau_n^{np} / \tau_n,$$

$$\tau_n = \tau_{max} \cos\varphi,$$

где $\tau_n^{np} = C + tg\varphi((\sigma_1+\sigma_2)/2 - \tau_{max} \sin\varphi)$.

Для этого определим значения напряжений s_x, s_y, t_{xy} в различных точках массива окружающего

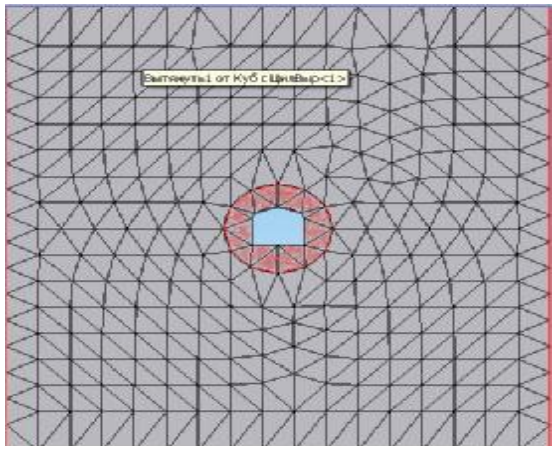


Рис. 11. Разбивка области на элементы, имеющие различные свойства

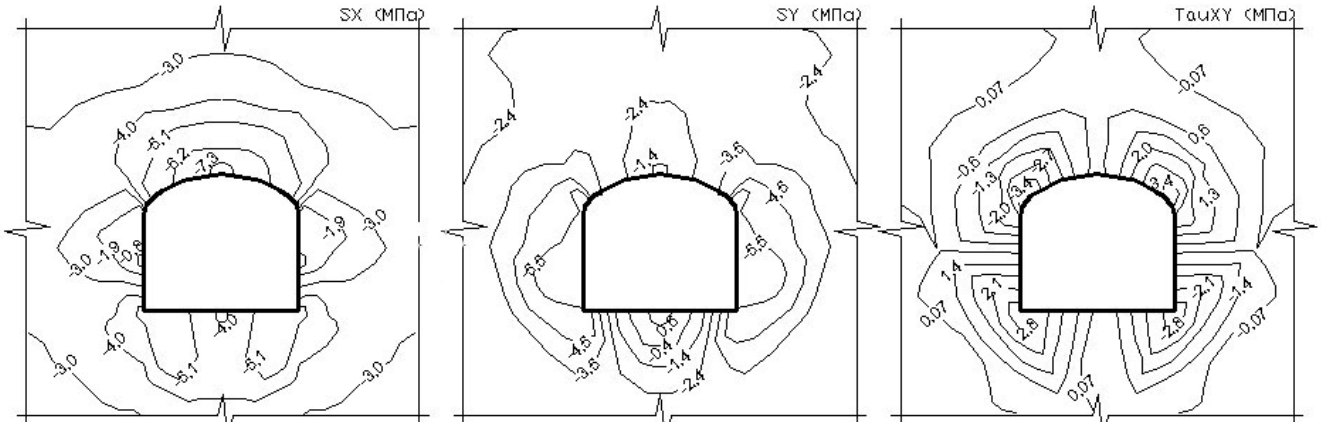


Рис. 12. Изолинии напряжений S_x, S_y, t_{xy} под действием гравитационных, вертикальных и горизонтальных сил вокруг горной выработки с искусственно укрепленным массивом

выработку, как показано на рис. 9. Здесь показаны 3 ряда по 12 точек в каждом. Первый ряд проходит прямо по контуру левой стороны симметрии выработки.

Второй ряд смещен от первого в глубь массива на расстояние 0,6 m, таким же образом проведен третий ряд точек.

Определив значения коэффициента устойчивости в каждой из 36 точек построен график (рис. 10).

Как видно из графика, горная выработка оказывается неустойчивой в боках (точки 6, 7, 19 на рис. 9) и почве (точки 1, 2, 3, 13, 14) в данных условиях.

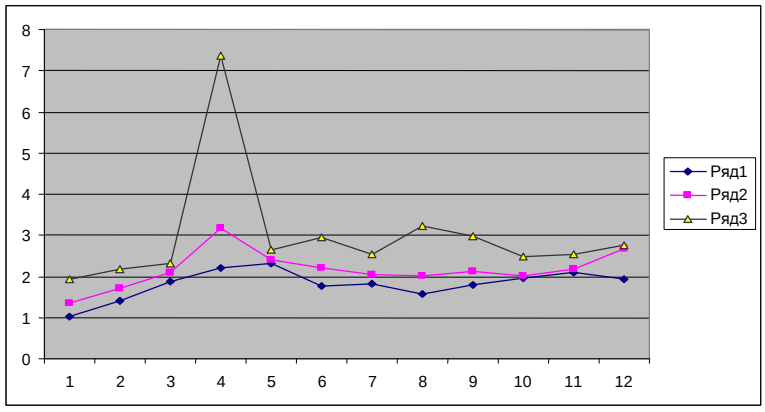


Рис. 13. График значений коэффициента устойчивости упрочненной выработки

Произведем в модели расчетной области массива некоторые изменения. Конечным элементам, расположенным в непосредственной окрестности выработки, зададим физико-механические свойства, отличающиеся от свойств других элементов массива (на рис. 11 эти элементы заштрихованы: $E=2{,}05\times10^{10}$ Па, $h=0{,}24$, $g=2800$ кг/м^3, $j=50^0$, $C=1{,}96\times10^6$ Па). В натурных условиях это эквивалентно искусственному упрочнению горных пород вокруг выработки, например, цементацией или другими смоло-инъекционными растворами. Производим расчет НДС массива, не меняя граничных условий.

Полученные результаты приведены на рис. 12. Сравнивая результаты второго и третьего опытов (рис. 8 и 12) можно отметить, что характер напряжений вокруг выработки в целом качественно не изменился,

но численные значения напряжений существенно увеличились. Теперь s_x в сводовой части контура достигли 7,3 *MPa*, в почве – 6,1 *MPa*, а в боках – 1,9-3,0 *MPa*.

Вертикальные напряжения s_y оказывают сжимающее действие по всему контуру выработки, кроме участка середины почвы, где прослеживаются растягивающие напряжения (0,5-0,7 *MPa*). Максимальные значения (6,6 *MPa*) находятся в боках выработки. Максимальные тангенциальные напряжения t_{xy} в крайних участках свода - 3,4 *MPa* и в узлах сопряжения боков и почвы - 2,8 *MPa*. Увеличение напряжений в этом случае в отличие от второй схемы связано с тем, что слой породы вокруг контура выработки стал прочнее и тем самым препятствует перемещению пород во внутрь выработки. Построим график коэффициента устойчивости, аналогично второму опыту (рис. 13). График показывает распределение значений коэффициента устойчивости по контуру от 1 до 3, следовательно, в таких условиях горная выработка будет находиться в устойчивом состоянии.

Список литературы:

1. Зенкевич О., Чанг И. Метод конечных элементов в теории сооружений и в механике сплошных сред. – Москва: Недра, 1974. –240 с.

2. Сызранцев В.Н., Сызранцева К.В. Расчет напряженно-деформированного состояния деталей методами конечных и граничных элементов.- Курган: Изд-во Курганского гос. ун-та, 2000. –111 с.

3. Меликулов А.Д. Задачи повышения устойчивости горных выработок, сооружаемых в сейсмотектонических районах. Тезисы докладов межреспубликанской научно-практической конференции. – Т.: ТГТУ, 1993.– Стр. 45-47.

4. Кайгародов В.И., Меликулов А.Д. Расчетное обоснование устойчивых параметров подземных горных выработок различной конфигурации // Материалы 4–Республиканской научной конференции «Молодежь в развитии науки и техники». 3-часть. –Т.: ТГТУ, 2004. – Стр.78-81.

УДК 622

© Бибик И.П., Морозов В.В., Таджиев Ш.Д. 2009 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ НАПРЯЖЕННО-ДЕФОРМИРОВАННОГО СОСТОЯНИЯ ГОРНОГО МАССИВА В ЗОНЕ ПРОИЗВОДСТВА ВЗРЫВНЫХ РАБОТ

Бибик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоуправления ГП НГМК, канд. техн. наук; **Морозов В.В.,** начальник группы Узгеотехлити канд. техн. наук; **Таджиев Ш.Д.,** горный инженер Узгеотехлити

Разнопрочные свойства вскрышных пород карьера Ташкура, перекрывающие два пологих фосфопласта малой мощности, предъявляют особые требования к буровзрывным работам, которые являются одними из основных процессов горных работ, так как от их эффективности зависит производительность выемочно-погрузочного оборудования. С целью оптимизации ведения взрывных работ на карьере Ташкура были проведены опытно-промышленные взрывы блоков с различными параметрами БВР при различных условиях залегания твердых включений в ходе которых оценивалось качество проработки пород [1].

В результате опытных работ установлено, что при взрывном рыхлении разнопрочного массива участка Ташкура его существующего разделения по степени влияния на параметры БВР недостаточно в связи с наличием внутри выделенных литологических разностей более или менее крепких участков обусловленных степенью загипсованности и сцементированности пород. Поэтому с целью дальнейшей оптимизации параметров БВР были проведены лабораторно-экспериментальные исследования напряженно-деформированного состояния горного массива в зоне производства взрывных работ с использованием низкомодульных оптически чувствительных моделей по методу фотомеханики (рис. 1-5, табл.). Применению метода фотомеханики в горном деле посвящено довольно много методик и научных работ Ф.Ю. Левинсова-Лассинга, А.К. Зайцева, Г.А. Крупенникова, Ф.А. Белаенко, В.Ф. Трумбачева, Н.А. Суворова, Л.Ц. Насонова, Р.И. Хаимова-Мальковой, А.И. Суркова, Г.А. Каткова, Н.А. Филатова, Г.А. Иевлева, Г.И. Покровского, Г.А. Хесина, А.Н. Динника и др. В перечисленных трудах изложены практически исчерпывающие данные о методике и технике экспериментов при решении различных задач проявления горного давления методом фотомеханики, описаны всевозможная аппаратура и модельные материалы, способы построения моделей, законы моделирования и основные вопросы исследований. Краткая сущность метода фотомеханики [2] и приведенных разработок состоит в следующем.

Оптически чувствительные изотропные материалы под нагрузкой способны проявлять двулучепреломление, интенсивность которого находит-

ся в прямой зависимости от активности приложения разного рода сил. При действии заданной системы сил, действующих на модель, изготовленной из оптически чувствительного материала, в ней возникают интерференционные полосы, которые фиксируются с помощью специальных оптических установок, названных полярископами. Основными условиями применения метода фотомеханики для решения плоских задач теории упругости являются:

1. Применяемые для моделирования оптически чувствительные материалы в напряженном состоянии должно становиться оптически анизотропными и оси их оптической анизотропии должны совпадать с направлениями главных нормальных напряжений.

2. Горный массив представляется связной средой, которая может быть отнесена к категории упругих деформаций, подчиняющихся закону пропорциональности между напряжениями и деформациями.

3. При моделировании горных процессов наибольшее число задач должно относиться к двум видам действия сил нагружения: гравитационная и негравитационная.

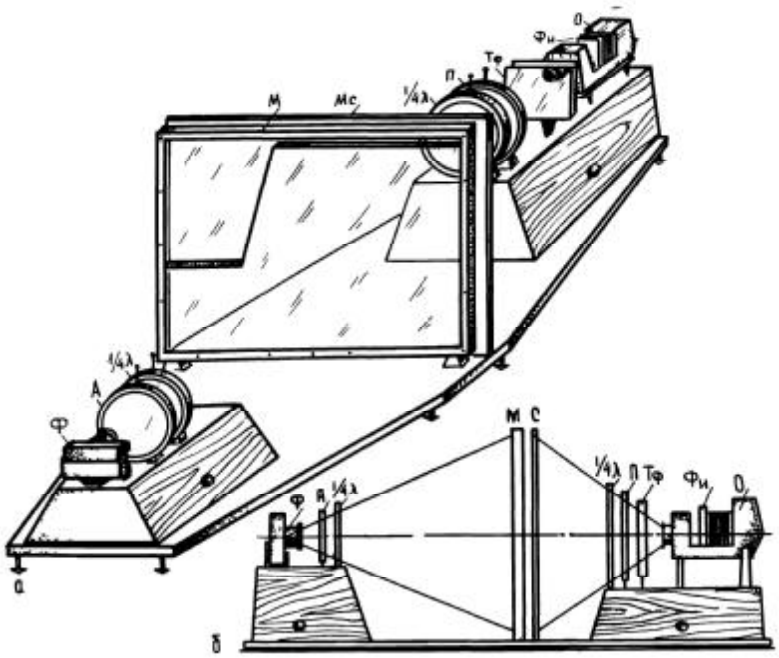


Рис. 1. Схема полярископа для исследований вертикальных моделей: Ф – фотоаппарат, А – анализатор, 1/4λ – пластина в четверть длины волны света, М – модель, $М_с$ – матовое стекло, С-стеклянный экран, Р-нагрузка, П-поляризатор, $Т_ф$-теплофильтр, О-объектив, $Ф_и$-светофильтр, $О_с$- осветитель, $О_v$-охлаждающее устройство

Плоская задача теории упругости позволяет существенно упростить экспериментальные исследования, имея в виду, что такие характеристики модельного материала, как модуль упругости E и коэффициент Пуассона m не влияют на распределение напряжений в исследуемой среде. Эти характеристики не входят в уравнения равновесия, описывающие состояние нагруженной среды.

При моделировании напряженного состояния массива, где гравитационное нагружение является главным фактором. Уравнения равновесия записываются в виде:

$$\frac{\partial s_x}{\partial x}+\frac{\partial t_{xy}}{\partial y}=0;\quad \frac{\partial s_y}{\partial y}+\frac{\partial t_{xy}}{\partial x}=p, \qquad (1)$$

а уравнения совместимости в виде:

$$\left(\frac{\partial^2}{\partial x^2}+\frac{\partial^2}{\partial y^2}\right)\left(s_x+s_y\right)=0, \qquad (2)$$

при заданных граничных условиях:

$$X_n=\mathbf{l}s_x+mt_{xy};\qquad Y_n=ms_y+\mathbf{l}t_{xy}, \qquad (3)$$

где: X_n, Y_n - составляющие поверхностных сил, отнесенные к единице площади;

$m, \mathbf{l}$ - направляющие косинуса нормали к граничной кривой;

s_x, s_y - нормальные напряжения по осям Х и У;

t_{xy} - касательные напряжения по осям Х и У;

p - вес единицы объема среды.

Кроме того, в решениях задач односвязанного контура или при многосвязном контуре, где равнодействующая система сил, приложенная по контуру каждого обнажения, равна нулю, распределение напряжений не зависят от упругих постоянных.

4. Построение моделей и расчет нагрузок выполняется с соблюдением масштабов моделирования, отражающих по теории подобия геометрическое, динамическое и кинематическое подобие взаимозависимых между собой соотношений. В этих условиях напряжения в модели с учетом соответствующих масштабных коэффициентов будут соответствовать напряжениям в естественном горном массиве. Для этих целей использовалась установка БПОУ, схема которой приведена на рис. 1. Эта установка позволяет исследовать модели, представляющие собой вертикальные сечения участка месторождения. Возможность конструирования моделей размером 800x1200 mm обеспечивает создание гравитационной нагрузки заданных параметров. В проводимых исследованиях была поставлена задача изучения характера развития напряжений в прибортовом массиве, которые возникают при воздействии взрыва на массив.

В этом случае потребовались в принципе новые эксперименты, связанные с необходимостью вос-

произведения на моделях воздействия взрыва на окружающие породы при различном расположении скважин в массиве.

В качестве материала моделей служил игдантин, в состав которого входит фотожелатин, глицерин, гидролизный спирт и вода.

В зависимости от содержания фотожелатина изменяются упругие свойства готового оптически чувствительного материала. Его свойства и способ приготовления описаны В.М. Трумбачевым и получившее дальнейшее развитие в [2].

Подготовленную для исследований модель (раму с желатиновой пластиной) помещали в поле кругового полярископа и через анализатор наблюдали чередующиеся цветные полосы - изохромы (рис. 2), каждой полосе которой соответствует определенная величина напряжений:

$$\frac{s_1 - s_2}{2} = t_{\max} = \frac{nl}{2Cd};\ t_{\max} = nt_0 \qquad (4)$$

где: s_1, s_2 - главные нормальные напряжения;

$t_{\max}$ - максимальные касательные напряжения;

n - порядок полос;

l - длина волны применяемого света в полярископе;

C - оптическая постоянная материала модели;

d - толщина модели.

При гравитационной нагрузке в ненарушенной выработками модели:

$$s_1 = gH, \quad s_2 = ns_1; \qquad (5)$$

при этом:

$$a_s = a_E a_e = a_g a_H, \qquad (6)$$

где a : - масштаб относительных деформаций.

В этой формуле учтен масштаб относительных деформаций, полагая, что эту величину необходимо показывать, так как условия деформирования однородного и неоднородного массива неоднозначны.

Построенная с учетом этих характеристик модель уступа или борта карьера будет полностью соответствовать натурной горной выработке, массив которой представлен квазиизотропной средой.

Например, при общей высоте модели равной 60 см, до полосы второго порядка H=40 см:

$$t_0 = \frac{0{,}6 \cdot 1{,}1 \cdot 40}{2 \cdot 2} = 0{,}6\ г/см^3, \qquad (7)$$

и:

$$t_0^{(1,0)} = 6{,}6 \times 3 = 19{,}8\ г/см^2, \qquad (8)$$

где: $t_0, t_0^{(1,0)}$ - соответственно цена полосы модели и материала.

Принимая во внимание формулу (4), аналогичным способом определяется величина оптической постоянной материала модели:

$$C = \frac{nl}{2t_{\max} d} = \frac{nl}{(1-n)gH \cdot d}; \qquad (9)$$

т. е.:

$$C = \frac{2 \times 546 \times 10^{-7}}{0{,}6 \times 1{,}1 \times 40 \times 3} = 13{,}8 \cdot 10^{-7}\ \text{sm}^2/\text{g}. \qquad (10)$$

Соответствие картины напряженного состояния приконтурного массива, полученной в модели и напряжениями в натурных условиях, будет обеспечено, если при моделировании процессов проявлений горного давления будут удовлетворены основные требования механического подобия, обязательным условием которого является равенство определяющих критериев, а также контактные условия и условия на контуре. Процессы в модели и естественном горном массиве будут подобными, если оба имеют геометрическое подобие своих параметров, подобие одноименных физических переменных, отличающихся друг от друга постоянным множителем, т. е.:

$$\frac{P_1}{l_m^2} = N_m \text{ и } \frac{P_1}{l_H^2} = N_H, \quad \frac{N_м}{l_м g_м} = \frac{N_H}{l_H g_H} = x \qquad (11)$$

где: x - определяющий критерий подобия;

$N_м, N_H$ - величины, соответствующие действующим силовым характеристикам, имеющим размерность напряжения;

$l_м, l_H$ - геометрические размеры модели в натуре;

$g_м, g_H$ - объемные массивы материала модели и пород.

Формулу (6) принято считать основной формулой подобия при условии равенства относительных деформаций (e) и коэффициента Пуассона (m) материала модели и горной сре-

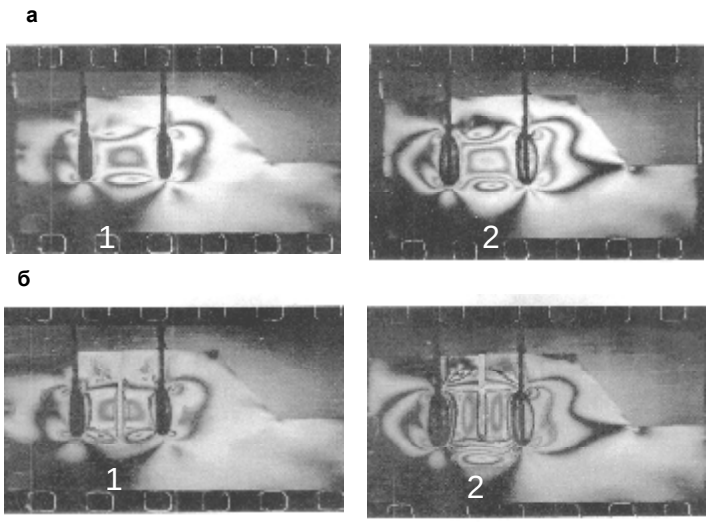


Рис. 2. Результаты моделирования на оптически чувствительном материале: а – без вспомогательной скважины посередине; б – с дополнительной незаряженной скважиной посередине;1-2 – при различной нагрузке

ды (натуры):

$$\frac{E_м}{E_H}=\frac{s_м}{s_H}=\frac{g_м \mathbf{l}_м}{g_H \mathbf{l}_H} \quad при \quad \frac{e_м}{e_H}=1, \frac{m_м}{m_H}=1. \quad (12)$$

Как известно в связи с анизотропией массива зона дробления пород вокруг скважинного заряда имеет эллиптическую форму, причем большая ось эллипса соответствует направлению минимальной частоты трещин или максимальной скорости упругих волн в массиве. Форма зоны дробления характеризуется коэффициентом $k_ф$, равным отношению большой и малой осей эллипса.

Как следует из работ В.И. Болотина, Л.П. Яковлева, В.А. Перетолчина и др., значение коэффициента сближения скважин в одних и тех же породах зависит от коэффициента формы зоны дробления и ориентировки ее осей относительно линии откоса уступа. При этом форма сетки скважин должна приниматься в соответствии со значением угла a_0.

Таким образом, создав дополнительную плоскость обнажения рядом со скважиной можно изменить зону дробления пород вокруг скважинного заряда и перераспределить максимальные скорости упругих волн в массиве в требуемую сторону.

Учитывая вышеизложенное и то, что наименее прорабатываемой частью массива является центральная часть сетки скважин эксперименты проводились с целью определения воздействия взрыва на эту часть взрываемого массива.

Пользуясь теоретически обоснованным подобием между механическим полем напряжений в горном массиве и в его модели из оптически-активных материалов, изучение напряженно-деформированного состояния пород в массиве производились на моделях. Затем, при помощи соответствующих пересчетов определялись напряжения в натуре.

Для эксперимента брались две противоположные скважины (рис. 3) наиболее удаленные друг от друга. В масштабе 1:100 была принята наиболее часто применяемая сетка 6,2×6,2. Расстояние между двумя диаметрально противоположными скважинами в этом случаи будет равно 9 m. В соответствии с масштабом были изготовлены трафареты для изготовления модели. Моделирование проводилось поляризационно-оптическим методом.

Для проведения эксперимента в модель помещали две трубки обтянутые тонкой резиной. После установки модели между поляроидами в трубки подавался компрессором сжатый воздух, который имитировал воздействие газов взрыва на массив. Образовавшуюся картину полос фиксировали на фотопленку.

Затем, эксперимент повторялся, но уже с вырезанной по середине между трубками «скважиной», которую оставляли пустой. Для лучшего восприятия картины стенки скважины слегка подкрашивали. Полученные результаты приведены на рис. 2.

Эпюры касательных напряжений показывают, что при пустой скважине по середине, напряжения от взрыва поднимаются ближе к поверхности уступа. Вдоль пустой «скважины» появляются растягивающие напряжения. Таким образом, улучшается дробление массива как в верхней части массива, так и вдоль всей длины пустой «скважины».

В первом случае изохромы имели вогнутый вид, отдаляясь от поверхности уступа. Тем самым, определяя область наименьшего воздействия взрыва на верхнюю часть массива, в центре сетки скважин.

Во втором случае, при наличии пустой скважины в центре сетки взрывных скважин, изохромы уже имеют выпуклый вид. Таким образом, воздействие взрыва на верхнюю часть уступа сетки скважин увеличивается.

По мере увеличения нагрузки на массив от взрыва, картина полос меняется.

В первом случае внутри массива между скважинами появляются значительные сжимающие напряжения. Направления их близко к параллельному (s_1) или перпендикулярному (s_2) положению к поверхности откоса. В этом месте проработка массива взрывом весьма удовлетворительна. В нижней части породы подвержены растягивающим напряжениям, которые весьма незначительны. Верхняя часть массива в центре сетки скважин остается слабо проработанной.

Во втором случае картина напряжений в середине модели практически идентична первому. Однако имеет место увеличение сжимающих напряжений и появляются растягивающие напряжения вдоль пустой «скважины». В нижней части модели напряжения возрастают почти в 1,5 раза. Это объясняется тем, что в нижней части ближайшей плоскостью обнажения является пустая «скважина». В верхней части напряжения возрастают только на одну полосу, так как в этом случае плос

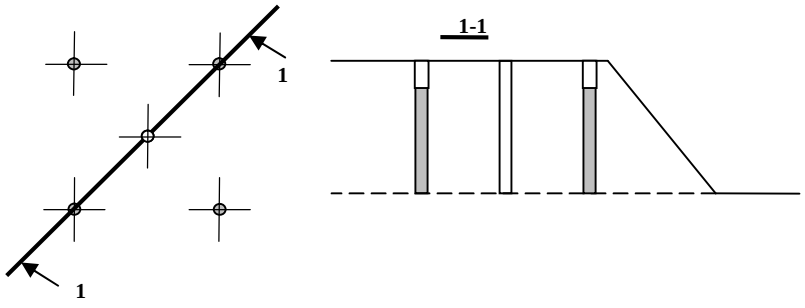


Рис. 3. Эскиз расположения скважин подлежащих моделированию

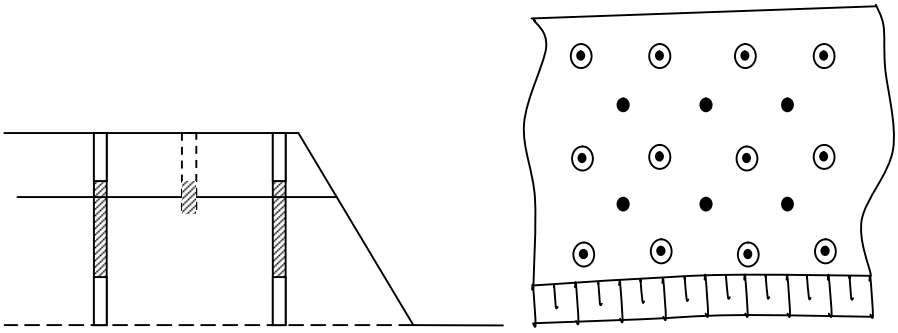


Рис. 4. При мощности твердых включений до 3,0 м

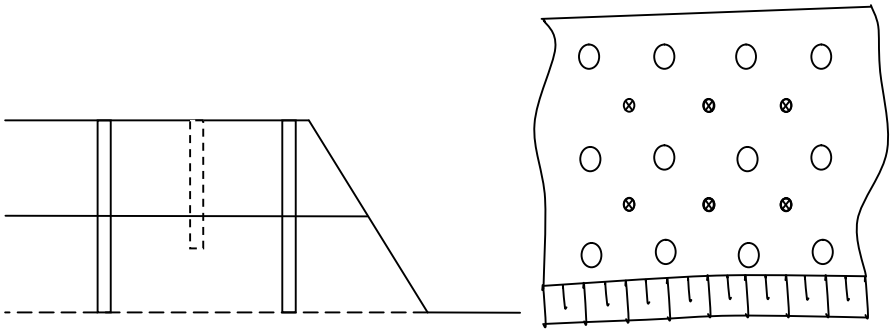


Рис. 5. При мощности твердого включения от 4 до 4/5 высоты уступа

растания напряжений в средней части модели.

Изохромы здесь изогнуты в сторону поверхности откоса. Появляются две области концентрации напряжений направленные так же в сторону поверхности.

Таким образом, проработка взрывом середины сетки скважин улучшается.

На основании проведенного эксперимента можно сделать вывод, что наличие в центре сетки скважин дополнительной не заряженной скважины улучшает проработку массива взрывом как по поверхности, так и вглубь массива.

С учетом предложенной конструкции заряда ВВ в скважине, проведенного эксперимента и анализа работ различных авторов, были разработаны сетки скважин для различной мощности залегания твердых включений в массиве. Для мощности твердых включений до 3,0 m рекомендуется применять сетку скважин с дополнительной скважиной в центре

кость обнажения (поверхность откоса) находиться в непосредственной близости от «заряда». Воздействие на верхнюю часть происходит за счет воз-

Таблица

Параметры ведения буровзрывных работ (при высоте уступа 8 м и вертикальных скважинах)

Глубина скважин, $L_{ск}$, m	Диаметр скважин, $D_{ск}$, mm	Глубина центр. скважин, $L_{ск}$, m	Вес заряда центр. скважин, $Q_{ск}$,	Расстояние между скважинами, m	Расст. между рядами скважин, m	Замедление основн. скважин, Ms.	Вес заряда, $Q_{ск}$, kg	Удел. расход, Q, kg/m^3	Высота заряда, $L_з$	Высота возд. промеж., m	Высот забойки, $l_{заб}$
		Для мощности твердых включений до 3,0 м									
8	250	3,5	52	7,5	7,5	20-30	112,5/109,7 (222,2) 170,2	0,4/0,65	3,9	1,6	2,5
8	215	3,5	45	7	7	20-30	98/95,6 (193,6) 148,6	0,4/0,65	3,6	1,5	2,9
8	175	3,5	29	5,5	5,5	20-30	60,5/59 (119,5) 90,5	0,4/0,65	2,9	1,3	3,8
		Мощности твердого включения до 3 м и наличия твердого включения в массиве									
8	250	4,5	50	7	7	30-40	112,7/95,6 (208,3) 158,3	0,46/0,65	3,6	1,6	2,8
8	215	4,5	42	6,5	6,5	30-40	97,2/82,4 (179,6) 137,6	0,46/0,65	3,4	1,5	3,1
8	175	4,5	32	5,5	5,5	30-40	69,6/59 (128,6) 96,6	0,46/0,65	3,1	1,3	3,6
		Мощность твердого включения от 4м. до 4/5 высоты уступа									
8	250	6	0	6,5	6,5	0	25,4/178,5 203,9	0,4/0,65	4,6	1,4	2,0
8	215	6	0	6,0	6,0	0	21,6/152,1 173,7	0,4/0,65	4,2	1,4	2,4
8	175	6	0	5	5	0	15/105,6 120,6	0,4/0,65	3,8	1,3	2,9

сетки, глубиной на 0,3 *m* большей мощности твердого включения (рис. 4).

Центральная скважина взрывается на 20-30 *ms* раньше основных скважин. Вес заряда в ней определяется как ¼ веса заряда в основных скважинах. На эту же величину уменьшается вес заряда в основных скважинах.

Паспорт на ведение взрывных работ приведен в табл. При мощности твердого включения до 3 *m* и наличия твердого включения в центральной части массива предлагается принимать сетку скважин с дополнительной скважиной в центре сетки скважин, но пробуренную на глубину до половины высоты уступа и расположением заряда ВВ под твердым включением. Вес зарядов в скважинах аналогичен описанному ранее случаю. Центральная скважина взрывается на 40-50 *ms* раньше основных скважин. В этом случае образуется дополнительная плоскость обнажения в центре сетки скважин, имеющая полуэлепсообразную форму с непроработанной скважиной внизу. Из экспериментов видно, что в процессе развития воздействия взрыва на массив, вдоль плоскости обнажения, в центре сетки скважин образуются области растягивающих напряжений, которые способствуют разрушению пород вдоль этой плоскости обнажения.

Как показали эксперименты, наименее прорабатываемой частью массива от взрыва является центральная часть, расположенная между зарядами.

Таким образом, проработка пространства в центральной части и по поверхности уступа улучшается при наличии центральной скважины.

В тех случаях, когда мощность твердого включения составляет от 4 *m* до 4/5 высоты уступа, разработана сетка скважин с пустой скважиной посередине пробуренной с перебуром в 0,5 *m* относительно твердого включения. При небольшой мощности до 1/2 высоты уступа такая скважина бурится на глубину на 1 *m* больше половины высоты уступа (рис. 5).

Проведенными экспериментами установлено, что при варианте с пустой скважиной по середине, проработка верхней и средней части массива значительно улучшается. Вдоль пустой скважины появляются растягивающие напряжения, способствующие разрушению пород. Рекомендованные параметры БВР, полученные в ходе эксперементальных работ и расчетов приведены в табл.

Таким образом, проведенные лабораторно-экспериментальные исследования напряженно-деформированного состояния горного массива в зоне производства взрывных работ с использованием низкомодульных оптически чувствительных моделей по методу фотомеханики и последующие расчеты позволили разработать рациональные способы ведения БВР при различных условиях залегания твердых включений на карьере Ташкура.

Список литературы:

1. Сытенков В.Н., Бибик И.П., Рахманов Р.А. Результаты опытно-промышленных работ по уточнению параметров БВР в карьере Ташкура. Горный вестник Узбекистана. № 4, 2007, 30-38 с.

2. Морозов В.Д., Байков Б.Н, Ковтун А.А., «Напряженное состояние пород бортов карьеров», «ФАН», Ташкент. 1970.

УДК 622.235.5

© Бибик И.П., Заиров Ш.Ш. 2009 г.

ПРИМЕНЕНИЕ МЕТОДА ФИЗИЧЕСКОГО МОДЕЛИРОВАНИЯ ПРИ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИЗМЕРЕНИЯХ ВОЛН НАПРЯЖЕНИЙ ПРИ ВЗРЫВЕ РАЗНОПРОЧНЫХ ГОРНЫХ ПОРОД

Бибик И.П., зам. главного инженера Центрального рудоуправления ГП НГМК, канд. техн. наук; **Заиров Ш.Ш.,** инженер горного бюро ЦНИЛ ГП НГМК, магистр

В результате теоретических и экспериментальных исследований разработана методика физического моделирования действия взрыва сосредоточенного укороченного скважинного заряда ВВ путем измерения волн напряжений в разнопрочных горных породах.

На основе теоретических положений [1-4], основные параметры БВР сосредоточенного укороченного скважинного заряда ВВ в соответствии с теорией подобия определяются из выражения:

$$F_i\left(\frac{a}{d},\frac{b}{d},\frac{l}{d},\frac{W}{d},\frac{L}{d},\frac{H}{d},s_{сж},s_{раст},C,a,j,t,q,r,x\right)=0$$

где а, в, l, d, W – соответственно расстояние между скважинными зарядами в ряду, расстояние между

рядами, глубина скважины, диаметр скважины и линия наименьшего сопротивления;

L, H, $\sigma_{сж}$, $\sigma_{раст}$ - мощность и глубина залегания крепких включений, прочность на сжатие и растяжение разнопрочного массива;

C, τ, α, φ, ξ, ρ – соответственно величины сцепления и сопротивления сдвига, внутреннего трения, угол естественного откоса, массовая влажность и плотность взрываемого грунтового массива;

q – удельный расход скважинных зарядов ВВ.

В модельных экспериментах параметры $\sigma_{сж}$, $\sigma_{раст}$, C, τ, α, φ, ξ, ρ, q не изменялись, поэтому в расчетах они не участвовали.

В основу методики положен принцип геометрического подобия, который при идентичности условия взрывания сосредоточенного укороченного скважинного заряда ВВ обеспечивает подобие результатов массовых взрывов в натуре и на модели. Соответственно для измерения волн напряжений сосредоточенных укороченных скважинных зарядов ВВ вводились следующие критерии подобия:

– условие равенства приведенного расстояния между скважинными зарядами в ряду в натуре и на модели:

$$\overline{a^н} = \frac{a^н}{d^н} = \overline{a^м} = \frac{a^м}{d^м}; \qquad (1)$$

– условие равенства расстояния между рядами скважинных зарядов ВВ в натуре и на модели:

$$\overline{в^н} = \frac{в^н}{d^н} = \overline{в^м} = \frac{в^м}{d^м}; \qquad (2)$$

– условие равенства приведенной глубины сосредоточенного укороченного скважинного заряда в натуре и на модели:

$$\overline{l^н} = \frac{l^н}{d^н} = \overline{l^м} = \frac{l^м}{d^м}; \qquad (3)$$

– условие равенства приведенной линии наименьшего сопротивления в натуре и на модели:

$$\overline{W^н} = \frac{W^н}{d^н} = \overline{W^м} = \frac{W^м}{d^м}; \qquad (4)$$

– условие равенства приведенной мощности крепких включений в натуре и на модели:

$$\overline{L^н} = \frac{L^н}{d^н} = \overline{L^м} = \frac{L^м}{d^м}; \qquad (5)$$

– условие равенства приведенной глубины залегания крепких включений в натуре и на модели:

$$\overline{H^н} = \frac{H^н}{d^н} = \overline{H^м} = \frac{H^м}{d^м}; \qquad (6)$$

где $\overline{a}^н$, $\overline{a}^м$, $\overline{в}^н$, $\overline{в}^м$, $\overline{l}^н$, $\overline{l}^м$, $\overline{W}^н$, $\overline{W}^м$, $\overline{L}^н$, $\overline{L}^м$, $\overline{H}^н$, $\overline{H}^м$ - соответственно приведенные расстояния между скважинными зарядами в ряду, расстояния между рядами скважинных зарядов ВВ, глубины сосредоточенного укороченного скважинного заряда, ЛНС, мощность и глубина залегания крепких включений в натуре и в модели;

$a^н$, $a^м$, $в^н$, $в^м$, $l^н$, $l^м$, $W^н$, $W^м$, $L^н$, $L^м$, $H^н$, $H^м$ - соответственно расстояния между скважинными зарядами в ряду, расстояния между рядами скважинных зарядов ВВ, глубины сосредоточенного укороченного скважинного заряда, ЛНС, мощности и глубины залегания крепких включений в натуре и в модели;

$d^н$, $d^м$ - соответственно диаметр скважины в натуре и в модели.

Полученная система критериев подобия (1-6) позволяет моделировать различные задачи механики упруго-деформируемых тел.

В случае, когда источник возмущения и импульс, распространяющиеся в среде полностью смоделированы, переход от расстояния между скважинными зарядами в натуре и в модели осуществляется по уравнению: $a^н = \frac{d^н}{d^м} a^м$.

Переходя от модели к натуре, расстояние между рядами скважинных зарядов ВВ, глубина сосредоточенного укороченного скважинного заряда, ЛНС определяются по уравнениям:

$$в^н = \frac{d^н}{d^м} в^м,$$

$$l^н = \frac{d^н}{d^м} l^м,$$

$$W^н = \frac{d^н}{d^м} W^м.$$

Соответственно переходя от модели к натуре мощность и глубина залегания крепких включений определяются по уравнениям: $H^н = \frac{d^н}{d^м} H^м$,

$L^н = \frac{d^н}{d^м} L^м$.

Экспериментальные исследования для определения величины импульса напряжений, передаваемого в массив, и визуального установления качества взрыва можно провести на смоделированных блоках идентично обычному режиму ведения взрывных работ (при выдерживании параметров БВР) по ниже представленным схемам взрывания – традиционной и разработанной.

Масштаб моделирования принимается 1:7. Учитывая, что в промышленных условиях бурение скважин производится станками СБШ-250, то бурение шпуров необходимо производить диаметром 36 мм, а заряжание – промышленным патронированным ВВ.

По первой традиционной схеме скважины бурятся в разнопрочных горных породах с твердым пропластком гравелита с перебуром в слой глины 2 *m* (0,3 *m* для шпуров).

Конструкция заряда для традиционных скважин принимается сплошной колонковый с нижним инициированием одним промежуточным детонатором (рис. 1, а). По второй разработанной схеме скважины бурятся в сплошном твердом пропластке – гравелите с недобуром 1 *м* (0,15 *м* для шпуров). Конструкция заряда для экспериментальных скважин - сплошной колонковый с встречным (верхним и нижним) инициированием двумя промежуточными детонаторами (рис. 1, б).

С целью измерения взрывного импульса ударной волны от каждого традиционного и экспериментального блока на расстояниях 50÷100 $r_{зар}$ (где $r_{зар}$ – радиус скважинного заряда ВВ, т.е. 7, 15 и 20 *м*) бурятся по три «холостых» скважины диаметром 250 *мм* и глубиной 4 *м* (по три «холостых» шпура диаметром 36 мм и глубиной 0,5 *м* на расстоянии 1, 2 и 3 *м*) для установления датчиков регистрации импульсного сигнала.

В результате, регистрируя импульсы давления по выбранному направлению от места взрыва и измеряя их параметры, предполагалось получить информацию об эффективности произведенного взрыва. В качестве регистратора можно использовать датчики СВ-10Ц, работающие в широком диапазоне частот. На выходе датчиков наводится э.д.с. индукции, величина которой пропорциональна скорости смещения частиц грунта. Сигнал с выхода датчиков подается на вход усилителя магнитного регистратора и записывается на запоминающее устройство.

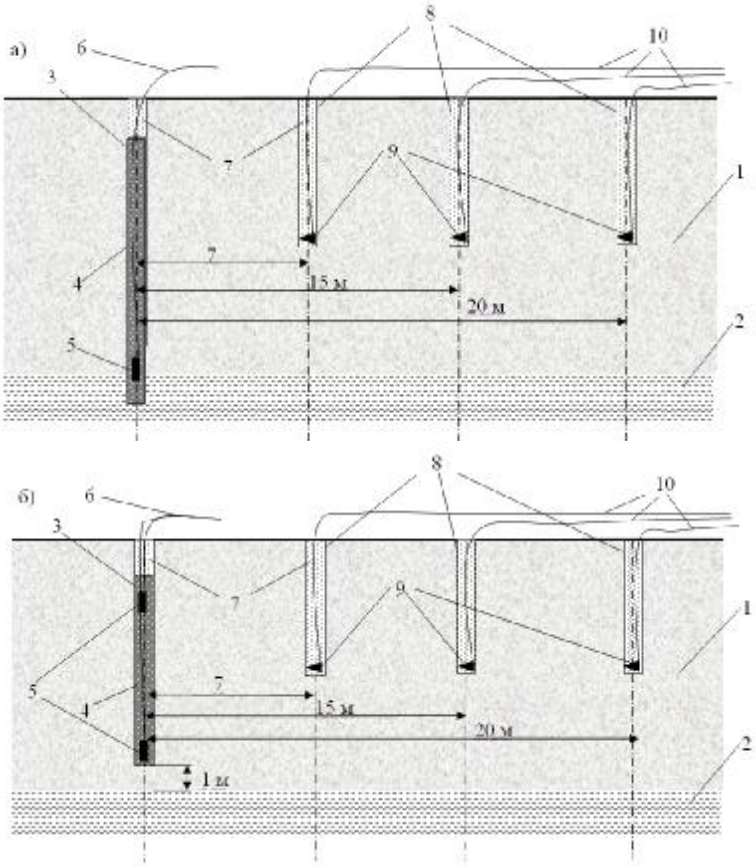


Рис. 1. Конструкции скважинных зарядов ВВ для измерения взрывного импульса в разнопрочных горных породах: а – сплошной колонковый с нижним инициированием; б –сплошной колонковый со встречным инициированием; 1 – твердый пропласток (гравелит); 2 – пластичная глина (мергель); 3 – скважины для заряжания ВВ; 4 – взрывчатое вещество; 5 – промежуточный детонатор; 6 – детонирующий шнур; 7 - забойка; 8 – укороченные холостые скважины; 9 – датчики для измерения взрывного импульса; 10 – электрические провода

Геометрия расположения датчиков выбирается на основании изучения действия взрыва скважинных (шпуровых) зарядов на массив. Плоскость расположения датчиков ориентируется перпендикулярно направлению распространения энергии волны (рис. 2).

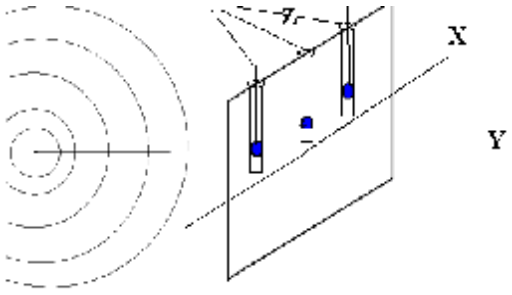


Рис. 2. Геометрия расположения датчиков относительно исследуемого объекта

Сигналы, вырабатываемые датчиками, обычно регистрируются многоканальными самописцами или запоминающими осциллографами. Для ускоренной обработки данных можно применить специальные автоматизированные измерительно-вычислительные комплексы, управляемые ЭВМ или персональные компьютеры.

Принцип сбора и организации хранения данных взрывной волны показан на блок-схеме (рис. 3). Сигнал датчиков передается по кабелю на магнитный регистратор с полосой пропускания 20–150000 Гц. Объем памяти регистратора составляет 250 МБ в режиме непрерывной регистрации.

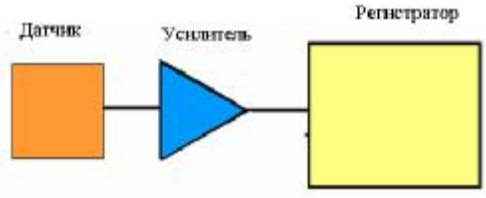


Рис. 3. Блок-схема регистрации импульсного сигнала, возникающего при взрыве

Оцифровка данных регистратора осуществляется с помощью аналого-цифрового преобразователя (АЦП). Кодированная информация поступает на вход интерфейса и далее на компьютер. Программа

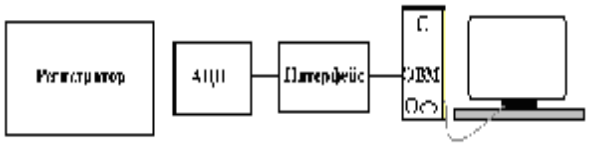


Рис. 4. Блок-схема канала преобразования и ввода данных на компьютер

управления интерфейса организовывает упорядоченное расположение информации об импульсе в специально отведенную область памяти компьютера (рис. 4).

Таким образом, появляется возможность провести модельные исследования зависимости вышеуказанных параметров волны напряжения, возникающей после взрыва, от конструкции заряда ВВ, состава и структуры массива, в которой производится взрыв. Обработка результатов экспериментальных исследований действия сосредоточенного укороченного скважинного заряда ВВ проводится по методикам, изложенным в работах [5-7].

При этом необходимое число экспериментов устанавливается статистическим путем по величине коэффициента вариации – $K_{вар}$, допускаемой ошибки – $K_{доп}$ и задаваемой надежности – Р. Число экспериментов определяется по формуле:

$$n = t^2 \frac{K_{вар}^2}{K_{доп}^2},$$

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

Для научно-исследовательских работ рекомендуются значения Р=0,9, $K_{доп}$=5-10%. Величина $K_{вар}$ устанавливается путем статистической обработки экспериментальных данных по формуле:

$$K_{вар} = \frac{s}{M} 100\%;$$

где σ - среднее квадратическое отклонение;

М – математическое ожидание результатов измерения:

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

X_i - отдельные результаты измерения;

n – число экспериментов.

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

В качестве примера на рис. 5 приведены результаты обработки измерений, произведенных в идентичных условиях, на котором штриховой линией показан импульс, получаемый при традиционной конструкции (кривая 1), осуществленной по обычно применяемой технологии взрыва. Сплошной линией представлен, соответственно, второй импульс, получаемый при разработанной конструкции (кривая 2).

Как видно из рис. 5, площадь и длительность импульсов отличаются. В начальной стадии (порядка 0,4 мс) характер диссипации энергии в обоих случаях идентичны и близки к возрастающей экспоненциальной зависимости. При этом максимум импульса от первого взрыва приходится на время 0,5 мс, в то время как максимум импульса от второго взрыва сдвинут относительно первого примерно на 0,25 мс.

Также можно отметить, что для первого импульса наблюдается относительно быстрое уменьшение амплитуды и время спада (хвост импульса) составляет

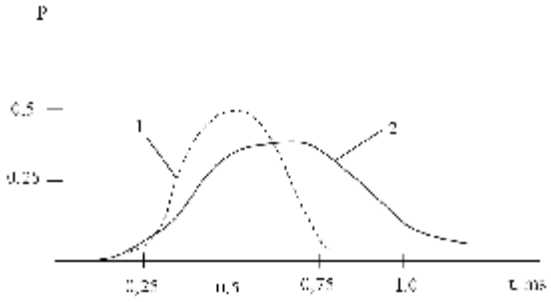


Рис. 5. Форма импульса после преобразования на АЦП: 1 – импульс от первого взрыва; 2 – импульс от второго взрыва; t – длительность импульса; Р – относительное значение амплитуды импульса

примерно 0,25 мс, а второй импульс спадает заметно дольше и время спада составляет около 1,5 мс. Таким образом, характер спада импульса, полученного от первого взрыва, относительно резкий, а во втором случае импульс затухает значительно дольше. При этом характер спада заднего фронта импульса близок к спадающей экспоненциальной зависимости.

Сравнение амплитуд импульсов показывает, что они различаются примерно в два раза. Различие импульсов как по длительности, так и по амплитуде показывает, что они сильно отличаются по площади под кривыми импульсов, которые реально отражают экспериментально наблюдаемые волны напряжений в горном массиве.

Таким образом, регистрируя импульсы давления по выбранному направлению от места взрыва и измеряя их параметры, можно получить информацию об эффективности произведенного взрыва.

Список литературы:

1. Вовк А.А., Кравец В.Г. Современные взрывные методы технической мелиорации грунтов. В кн.: Взрывное дело, №88/45. М.: Недра, 1986. С. 4-19.

2. Кравец В.Г. Динамика уплотнения грунтового массива взрывом. Киев: Наукова думка, 1979. С. 5-25.

3. Амарян Л.С. Прочность и деформируемость торфяных грунтов. М.: Недра, 1969. С. 48-59.

4. Технические правила ведения взрывных работ на дневной поверхности. М.: Недра, 1972. –240 с.

5. Вентцель Е.С. Теория вероятностей. М.: Наука, 1969. С. 139-141.

6. Математическая статистика. Под ред. Длина А.Н. М.: Высшая школа, 1975. –398 с.

7. Методическое руководство по применению программ обработки данных на ЭЦВМ. М.: ИГД им. А.А.Скочинского, 1985. –53 с.

УДК 622

© Тошов Ж.Б., Агаева С.Ф. 2009 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ВЛИЯНИЯ ГЕОМЕТРИЧЕСКОЙ ФОРМЫ ЗАБОЯ СКВАЖИНЫ ПРИ РАЗРАБОТКЕ КОНСТРУКЦИИ ШАРОШЕЧНЫХ ДОЛОТ

Тошов Ж.Б., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; **Агаева С.Ф.,** магистрант НГГИ

Горнодобывающая промышленность Республики Узбекистан на современном этапе характеризуется интенсивным развитием открытого способа разработки полезных ископаемых. В общей технологии открытых работ при разработке месторождений полезных ископаемых, сложенных в основном скальными породами, буровзрывные работы являются одним из основных производственных процессов. Бурение скважин представляет собой трудоемкий и дорогостоящий процесс. Стоимость буровых работ на открытых разработках достигает до 30-40% от общей стоимости добычи 1 t горной массы. Повышение эффективности процесса бурения и снижения его стоимости возможно за счет использования новых, более эффективных породоразрушающих инструментов, рационального выбора их типов и совершенствования технологии отработки в заданных горнотехнических условиях [1-4].

В настоящее время основной объем бурения 70-80% взрывных скважин осуществляется станками с шарошечными долотами. Со времени изобретения двухшарошечных (1909 г.) и трехшарошечных (1911 г.) долот с конусными шарошками их геометрия постоянно совершенствуется (рис. 1). Это обусловлено тем, что шарошечное долото по механизму взаимодействия с поверхностью забоя скважины универсально. К настоящему времени созданы сотни типоразмеров и модификаций шарошечных долот. Поиск новых, более эффективных модификаций буровых долот продолжается, так как разрушение горных пород при бурении – процесс неустановившийся. Обусловлено это постоянным изменением геолого-технических условий, технических характеристик буровых установок, прочностных и абразивных свойств пород, их перемежаемостью в процессе бурения, стойкостью сталей и твердых сплавов из которых изготовлены шарошечные долота. Вместе с этим буровое долото как механизм, разрушающий горную породу и формирующий ствол скважины, также конструктивно изменяется и совершенствуется.

Поэтому, экспериментальные исследования влияния геометрической формы забоя скважины при разработке шарошечных долот и новых типов породоразрушающих элементов их являются весьма актуальной задачей.

С учетом энергоемкости разрушения горных пород важнейшую роль играет форма шарошек. Определить рациональную геометрию и форму шарошек долота путем анализа экспериментальных исследований, изменения усилий и параметров разрушения горных пород в зависимости от условия работы в забое скважины рабочих органов долота, их параметров и от формы поверхности забоя скважин.

Эффективность бурового инструмента определяется механизмом разрушения горных пород под действием рабочих выступов инструмента. Механизм разрушения наряду с другими факторами исследуемой области определяется геометрией инструмента. Таким образом, все изложенные параметры взаимосвязаны.

При рассмотрении вопроса возможных форм образования забоя скважины существующими долотами, нами установлено что напряженное и деформированное состояния пород забоя скважины и зубца долота зависят от геометрических форм и параметров полупространства его воздействия.

Даже при решении плоской контактной задачи теории сплошной среды при вдавливании рабочих

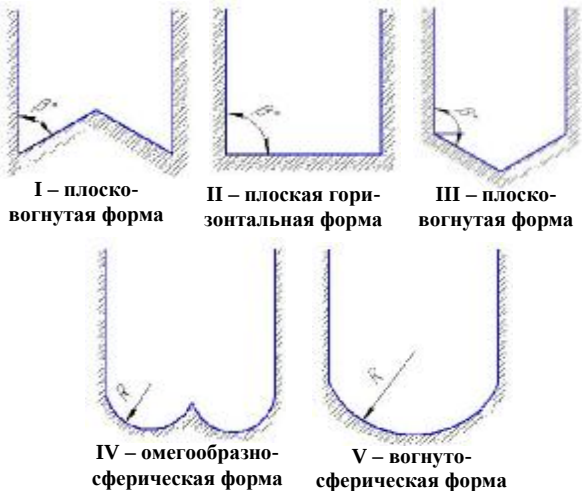


Рис. 1. Схемы геометрических форм образования забоя скважины существующими типами долот: I, II, III формы забоя образуют в долота с коническими шарошками; IV – форма забоя образовывается долотами с омегообразно-сферическими шарошками с различными радиусами сферы; V – форма забоя образовывается одношарошечными шаровидными шарошками

органов долота картина распределения напряжений изменяется качественно и количественно и это, в основном, связано с изменением геометрической формы полупространства.

Наиболее характерные схемы поперечного сечения формы образования забоя скважин различными типами долот приведены на рис. 1.

Известно, что периферийные участки забоя скважины, сопряженные стенкой и плоскостью забоя скважин разрушаются зубцами периферийных венцов шарошки. Как видно из рис. 1 формы I, II, и III имеют участки с острыми углами сопряжений и при работе зубков на этих участках забоя они испытывают максимальную концентрацию напряжений, что приводит к увеличению усилий разрушения в 4÷5 раз, необходимых для вдавливания зубца на ровной полуплоскости. Поэтому выпуск долот, образовывающих выпукло-плоский забой, несмотря на более облегченные условия разрушения пород в центральной части скважины ограничен.

При плоском забое, по экспериментальным данным, зубцы периферийных венцов испытывают усилие в 1,5÷2 раза превышающее усилие на полуплоскости, а при вогнуто-плоском забое в зависимости от величины угла, при $\beta>90^0$ усилие 1,2÷1,5 раза больше, чем на полуплоскости. Как показали результаты, полученные нами при экспериментальных исследованиях, усилия приравниваются к усилию на полуплоскости при величине угла $\beta=135^0$. Необходимо отметить, что при значительном увеличении угла β^0 максимальная концентрация напряжений происходит при разрушении пород в центральной области скважины из-за стесненных условий, поэтому угол при вогнуто-плоском забое в зависимости β^0 ограничивается углом $\beta^0=110^0$-125^0.

Наиболее благоприятные условия разрушения пород забоя наблюдаются при омегообразно-сферической и вогнуто-сферической формах забоя. В этом случае усилие разрушения зубца составляет $P_{отн}$=1,1÷1,3 от усилия разрушения на полуплоскости. Необходимо отметить, что величина усилия разрушения зависит от радиуса сферы, который должен составлять при омегообразно-вогнутом забое (0,25÷0,5)*D*, где *D* – диаметр долота. Усилие должно также выбираться с учетом вписываемости шарошек в забое скважины, и в зависимости от крепости и абразивности пород, при обязательном учете кинематики и кинетики работы долота. Наиболее высокая эффективность достигается при бурении малоабразивных и средней крепости пород.

Поэтому целесообразно проведение экспериментальных исследований изменения величин $P_{отн}$, $h_{отн}$ и $V_{iòi}$ в зависимости от формы поверхности забоя скважин. Результаты выполненных работ в этом направлении приведены в табл.

Как видно из полученных данных, при прямоугольной форме забоя под углом 90^0 к горизонту при вдавливании зубца у периферии забоя, т.е. L=0 относительное усилие $P_{отн}$ в алевролитах в 1,85 раза больше, в мраморах в - 2 раза и в гранитах в - 1,55 раза, а при вдавливании зубца при вогнутом под углом 120^0 $P_{отн}$ в алевролите в - 1,2 раза, в мраморе в - 1,5 раза и в граните в 1,2 раза больше чем на полуплоскости, а при сферической форме забоя (ω- омегообразной) при радиусе сферы $\frac{D}{3}$ (где *D* – диаметр долота) в алевролите в - 1,05 раза, в мраморе в - 1,2 раза и в граните в - 1,0 раза т.е. при сферическом забое $P_{отн}$ примерно равна $P_п$ следовательно, с увеличением угла вогнутости забоя $P_{отн}$ снижается, подчиняется также закону гиперболы. Наибольшая интенсивность падения $P_{отн}$ наблюдается при значении угла от 90^0 до 135^0, при угле равном 135^0 $P_{отн}$ она приравнивается к величине $P_п$ и далее ниже $P_п$.

Распределение напряжений под действием рабочего выступа породоразрушающего инструмента на периферии забоя скважины существенно отличается от распределения напряжений по полуплоскости.

Таблица

Относительная сопротивляемость пород при вдавливании зубца при различной форме поверхности забоя скважины при *L* = 0

Наименование пород	Усилия разрушения на полуплоскости $P_{п.п}$	Относительная твердость пород $P_o/P_п$		
		при плоском контуре забоя 90^0	при вогнутом контуре забоя 120^0	при сферическом контуре забоя 1/3 $D_ш$
Сланцы, алевролиты	1	1,85	1,2	1,05
Песчаники, мрамора, известняки	1	2,0	1,5	1,2
Песчаники окварцованные, граниты, роговики	1	1,55	1,2	1,0

Следовательно, из результатов экспериментальных исследований при разработке новых породоразрушающих инструментов необходимо ориентироваться на долота, образующие омегообразно-сферическую форму забоя скважины. На основании результатов экспериментальных исследований форма лап шарошек должна образовывать омегообразно-сферический забой, что позволяет до минимума сократить энергоемкость разрушения пород за счет достижения равномерного распределения напряжений и деформаций по всем зубцам венцов, шарошек, за счет благоприятных условий их работы.

Список литературы

1. Крюков Г.М. Физика разрушения горных пород при бурении и взрывании. М., Из-во «Горная книга», 2006. –329 с.
2. Кутузов Б.Н. Теория, технология и техника бурения. М. Недра, 1984. –302 с.
3. Шамансуров И.И. Режимы вращательного бурения шпуров. Ташкент, ФАН, 1981. – 166 с.
4. Шрейнер Л.А., Павлова Н.Н. Механизм разрушения твердых горных пород и новые типы шарошечных долот. «Нефтяное хозяйство» 1954.

УДК 622.234.42

© Скрипко С.В., Истомин В.П. 2009 г.

КОМПЛЕКСНЫЙ ПОДХОД ПРИ ПОДБОРЕ ПАРАМЕТРОВ ТЕХНОЛОГИИ ОТРАБОТКИ МЕСТОРОЖДЕНИЯ ТОХУМБЕТ МЕТОДОМ ПОДЗЕМНОГО ВЫЩЕЛАЧИВАНИЯ

Скрипко С.В., главный технолог ГП НГМК; **Истомин В.П.,** начальник геотехнологического рудника № 2 РУ-5 ГП НГМК

Доказывать преимущества подземного выщелачивания (ПВ) сегодня уже нет необходимости. Применение современных технических средств позволяет совершенствовать технологию отработки, эффективность которой во многом зависит от природных условий месторождений, каждое из которых уникально и имеет свои особенности.

В условиях рыночной экономики рациональные технологии добычи полезных ископаемых, являются основным решающим фактором, определяющим экономическую целесообразность проведения горных работ. В данной статье отражены основные направления проводимых работ по комплексному подбору технологии отработки месторождения Тохумбет, а также оценен экономический эффект их применения на начальной стадии отработки различных технологий.

Долгое время в практике ПВ высококарбонатные руды были отнесены в технологический забаланс, поскольку высокая реагентоемкость вмещающих пород и интенсивная кольматация не позволяли эффективно отрабатывать запасы традиционным сернокислотным способом. Положительные примеры отработки месторождения Кендык-Тюбе и кампан-маастрихских руд Южного Букиная создали предпосылки для проведения опытно-промышленных работ на месторождении Тохумбет, с применением методики нагнетания сжатого воздуха (НСВ). РУ-5 НГМК с 2003 г. приступило к освоению этого месторождения, отнесенного к кендыктюбинскому типу и характеризующегося сложными и своеобразными горно-геологическими условиями, локализацией и вещественным составом руд.

Распределение карбонатности по разрезу неравномерное от 0,5 до 8%, среднее значение 1,8%. Максимальная карбонатность, в основном, приурочена к гороховидным стяжениям в подошве горизонта. Карбонатные минералы - доломит, сидерит, кальцит.

Оценивая в ходе работ, воздействие гидрогеохимических особенностей данного месторождения предстояло определиться с технологией и конкретными геотехнологическими параметрами отработки. Продуктивный водоносный горизонт имеет мощность 15-18 *m* с глубиной залегания кровли 150-180 *m*. Пьезометрический (статический) уровень на глубине 70-90 *m*, напор на кровлю 80-100 *m*. Коэффициент фильтрации 2-4 *m/sut*. удельный дебит в среднем 0,15-0,25 m^3/m. Верхняя часть верхнетуронского тохумбетского горизонта представлена слабопроницаемыми литологическими разностями ($К_ф$ до 0,5 *m/sut*) с небольшим содержанием карбонатов (< 0,5% CO_2) и сульфидов (~ 0,1%), а в нижней части указанные параметры резко возрастают соответственно до 3-5 *m/sut*. и более, 3-4% корбонатных, 2-3% сульфидных минералов. Указанные литолого-

геохимические особенности руд и вмещающих пород осложняют процесс отработки месторождения - верхняя часть благоприятна для кислотного выщелачивания, а нижняя для бикарбонатного. В процессе проведения опытно-промышленных работ были опробованы различные схемы вскрытия, конструкции скважин, способы окисления урана.

В течение 2003 г. опробовались ранее успешно показавшие себя на аналогичных месторождениях методы нагнетания сжатого воздуха компрессором XRVS-345 фирмы «ATLAS-COPCO», одновременно в несколько скважин, в дискретном режиме, с щадящим давлением превышающим пластовое на 2 атм. Рабочие растворы подкислялись серной кислотой до концентрации 0,3 *g/l*. Ожидаемых результатов не было получено.

В начале 2004 г. было решено провести нагнетание сжатого воздуха (НСВ) в рудный горизонт с целью окисления урана кислородом воздуха, без применения дополнительных реагентов и окислителей.

Для решения этой задачи было необходимо решить ряд вопросов, позволивших провести работы по нагнетанию сжатого воздуха на должном техническом уровне и главное обеспечить безопасность работ, учитывая высокое давление нагнетания. Для этих целей разработан и изготовлен пакер, который позволяет проводить нагнетание воздуха в фильтр без риска нарушения обсадной колонны. Нагнетание проводилось в одну откачную скважину непрерывно в течение 24 *ч* с давлением, превышающим пластовое на 8 *атм*. Одновременно с нагнетанием для удержания области газового насыщения в определенном объеме и границах ячейки (рис. 1, где отметка 190,0 *m* соответствует уровню дневной поверхности, а 0,0 – подошве горизонта), в закачные скважины ячейки и в сопряженные откачные скважины подавались рабочие растворы с максимальной приемистостью.

В процессе НСВ отмечалось слабое газирование по закачным скважинам, фонтанирования не происходило, что также косвенно подтверждает правильность выбранного режима и технологии нагнетания. Созданная таким образом положительная депрессия по периферии ячейки помогает предотвратить площадное распространение ореола газонасыщения, удерживать его в границах ячейки, а также управлять его движением путем регулировки уровней по скважинам.

Результат нагнетания предопределил дальнейшее направление проведения работ. Следующим этапом стало сформирование направленного движения нагнетаемого воздуха по продуктивному горизонту с целью увеличения прорабатываемого объема при минимальных трудозатратах на подготовительные работы. Направление движения воздушной проработки задавалось путем снижения уровня гидрозавесы в сторону соседних откачных скважин поочередно до начала их фонтанирования (рис. 2).

Подтвержденные аналитикой результаты таких проработок свидетельствуют об их эффективности. Данный способ позволяет втрое уменьшить трудозатраты на работы по монтажу пакеров, монтажу-демонтажу погружных электро-насосов, герметизации устьев периферийных скважин, при двойном увеличении объема проработанной воздухом рудной массы.

При дальнейшем ведении опытно-промышленных работ, направленных на подбор оптимальной технологии нагнетания сжатого воздуха в пласт на уже вскрытых блоках был проведен ряд экспериментов, позволивших получить новые данные, опираясь на которые можно сделать следующие выводы:

1. Изменение режимов и схемы НСВ (нагнета-

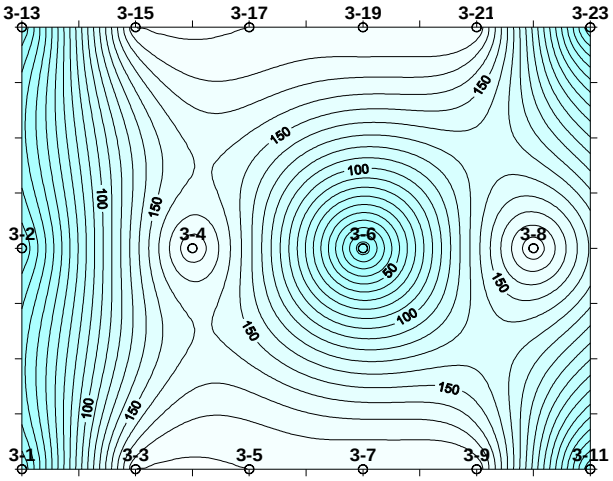


Рис 1. Распространение зоны проработки по пласту - удерживание газонасыщенного ореола в границах ячейки

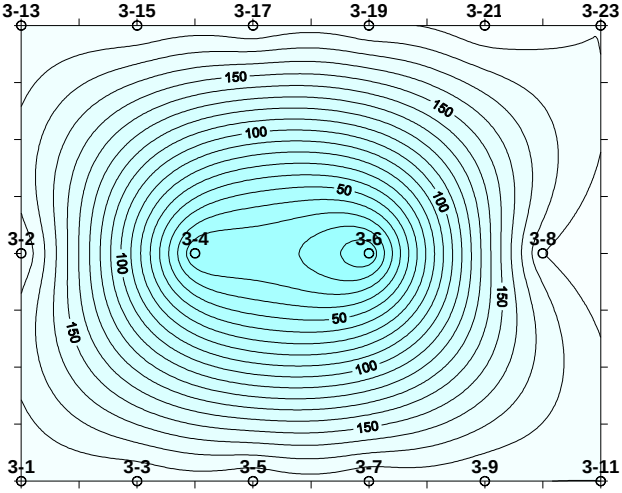


Рис 2. Распространение направленной зоны проработки по пласту

ние в откачные скважины с давлением, превышающим пластовое на 7-9 *атм*. без перерывов в течение 24 h) показали положительные результаты, которые в дальнейшем будут корректироваться только по времени нагнетания в сторону увеличения с целью проработки большего радиуса в объеме горно-рудной массы.

2. Значительное содержание сульфидов в рудовмещающих породах позволяет при окислении кислородом воздуха генерировать серную кислоту в недрах, в достаточных количествах для расщепления карбонатных минералов и получения бикарбонат иона с концентрацией в продуктивных растворах 500-800 *mg/l*. В дополнительном подкислении рабочих растворов на данном этапе нет необходимости.

3. Фоновое содержание бикарбонат иона в пластовых водах составляет 200 *mg/l*. Получаемые после НСВ продуктивные растворы с концентрацией 500-800 *mg/l* бикарбонат иона, после сорбции урана, возвращались в пласт в качестве рабочих растворов и продолжали выполнять функции комплексообразователя при массопереносе окисленного урана.

При анализе показателей отработки ячеек проявилась следующая закономерность.

В ячейках, где часть рудного ролла локализована в нижней части водоносного горизонта с более высокими фильтрационными параметрами и большим содержанием сульфидных и карбонатных минералов отработка ведется в несколько раз интенсивнее, чем в ячейках, в которых рудная минерализация приурочена к средней части водоносного горизонта или прижата к верхнему водоупору, где проницаемость гораздо ниже, а карбонатные и сульфидные минералы вообще отсутствуют или их количество мизерно. Этому способствует также газовая кольматация верхней части разреза накапливаемым нерастворенным азотом.

С начала опытно-промышленных работ параллельно с применением окисления сжатым воздухом на отдельных обособленных ячейках проводились опыты по применению в качестве альтернативных окислителей растворов гипохлорита натрия, азотной и серной кислоты с различными концентрациями. В течение 3-х лет шло накопление и анализ полученных данных, нарабатывались методы и технические приемы подачи реагентов.

С увеличением процента отработки, интенсивность последней плавно снижалась. Если в первый год интенсивность составляла в среднем 1,7% в месяц, то во второй уже 1,3%, а в третий снизилась до 0,5% в месяц. Даже при проведении нагнетаний 2-3 раза в год на каждую скважину содержание урана в продуктивных растворах постоянно снижалось. В 2006 г. проводились НСВ с увеличением времени нагнетания с 24 до 48 *h*, однако значительного роста содержаний урана в продуктивных растворах не отмечалось. Параллельно снижалось и общее содержание бикарбонат иона в растворах и достигло 250 *mg/l*.

Таким образом, отработка опытно-промышленного участка по безреагентной технологии с начала 2004 по конец 2006 гг. составила 47%, но вести дальнейшую промышленную отработку на низких содержаниях урана возможно только путем увеличения производительности участка за счет вовлечения новых площадей.

Это ведет к нагрузке на перерабатывающий комплекс и, как следствие, увеличению затрат, в том числе на электроэнергию. На основании этого, для обеспечения проектного извлечения, было принято решение об интенсификации добычи за счет увеличения содержания урана в продуктивных растворах с применением в качестве реагента серной кислоты с концентрацией до 3,0 *g/l* в рабочем растворе.

С начала 2007 г. участок был переведен на режим слабо кислотного выщелачивания с постепенным увеличением концентрации серной кислоты с 1 до 3 *g/l*, во избежание активной кольматации и снижения производительности откачных скважин. Из графика на рис. 3 видно, что в течение 12 месяцев 2007 г. по участку происходит рост содержания как бикарбонат иона, так и урана в продуктивных растворах.

Однако с ростом содержания урана в сентябре, начали появляться первые признаки кольматации, причем активный вынос гидроокислов железа с одновременным снижением производительности отмечен в первую очередь по скважинам, расположенным в зоне пластового окисления. Кольматация по отдельным скважинам была настолько интенсивной, что пластичной массой состоящей из гидроокислов железа $Fe(OH)_3$ и карбоната кальция $CaCO_3$ полностью забивались и выходили из строя погружные насосы, уменьшалось сечение и пропускная способность шлангов и трубопроводов, снижалась производительность сорбционных колонн.

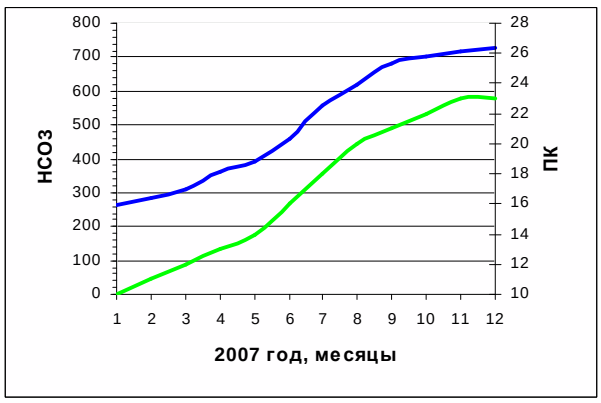


Рис. 3. Изменение содержаний бикарбоната иона и урана во времени (ПК), *mg/l*

Таблица

Интенсивность отработки по блокам с проведением НСВ в 2004-2006 гг. и с подкислением в 2007 г.

№ блока	2004 год		2005 год		2006 год		2007 год	
	% отр	*2004, % в год*	% отр	*2005-2004, % в год*	% отр	*2006-2005, % в год*	% отр	*2007-2006, % в год*
3-1-1	17,2	**17,2**	32,2	**15,0**	37,1	**4,9**	45,4	**8,3**
3-1-2	13,5	**13,5**	27,3	**13,8**	35,1	**7,8**	42,8	**7,7**
3-1-3	20,9	**20,9**	38,1	**17,2**	47,1	**9,0**	59,7	**12,6**
3-1-4	25,4	**25,4**	51,1	**25,7**	55,2	**4,1**	70,5	**15,3**
3-1-5	11,0	**11,0**	28,6	**17,6**	37,6	**9,0**	52,0	**14,4**

Причиной кольматации стало, по-видимому, следующее. При снижении давления в прифильтровой зоне скважины происходит дегазация раствора с содержанием растворенных кислорода до 30 *mg/l* и углекислого газа до 450 *mg/l*. Таким образом, дегазированный кислород, окисляя двухвалентное железо, переводит его в нерастворимую гидроокисную форму $Fe^{3+}(OH)_3$. В свою очередь баланс содержания CO_2 в растворе нарушается, что и приводит к образованию карбоната кальция.

С этого момента начались работы по подбору эффективных методов борьбы с кольматацией. Проводились химические обработки фильтров скважин и насосных агрегатов с применением обычных рабочих растворов и химреагентов с различной концентрацией. Опробовались механические способы восстановления производительности скважин. Эффективность этих методов и главное, продолжительность эффекта во времени еще предстоит оценить.

Однако можно сказать однозначно, что средний дебит скважин, несмотря на интенсивные ремонтно-восстановительные работы, снизился с 7,9 до 6,8 m^3h т.е. на 14%. Возможно, что эффект кольматации приведет к дальнейшему снижению производительности скважин и будет усугубляться, но во времени этот процесс не отслежен, и говорить о его значительном влиянии сейчас преждевременно.

Кроме того, как видно из табл., с началом подкисления, возросло содержание урана в растворах и, как следствие, интенсивность в 2007 г. возросла по отношению к 2006 г., однако в большинстве случаев ниже по отношению к 2004-2005 гг. Этот факт, а также данные, наработанные в ходе других опытных работа, дают основание полагать, что в условиях повышенной карбонатности пород, при соблюдении приемлемого и экономически целесообразного удельного расхода серной кислоты, исходя из кислотоемкости рудного горизонта, интенсивность отработки при подкислении серной кислотой с начала эксплуатации не превысит – на первоначальной стадии «пика» 20-25% в год, а при отработке более 50% запасов 8-15% в год.

Все полученные и обобщенные данные, с точки зрения экономической эффективности, позволяют рассмотреть два варианта отработки.

Первый вариант – фактический, с отработкой до 47% запасов безреагентным способом, с применением только НСВ как основного метода окисления урана, с доработкой до 70% на слабореагентном методе с подачей не более 3,0 *g/l* серной кислоты.

Второй вариант – гипотетический, с применением в качестве окислителя серной кислоты с той же концентрацией 3,0 *g/l* с начала отработки, при условии одинаковой интенсивности отработки и объемов добычи. По статьям затрат сравнению подлежат расход и затраты на дизельное топливо и серную кислоту, так как все прочие затраты будут приблизительно равны.

Фактические удельные затраты на окисление в 2004-2006 гг., доказывают преимущество и экономическую целесообразность применения безреагентного способа окисления на начальной стадии отработки. Затраты на дизельное топливо на порядок меньше затрат на окисление сернокислотным способом в 2007 г. Доля затрат на серную кислоту в общей себестоимости готовой продукции по руднику в целом в 2004 г. составляла 14%. В 2005 г., с увеличением доли добычи безреагентным способом – 8,7%. В 2006 г., когда доля безреагентного выщелачивания составила 67%, а от общей добычи – 5,6%. После начала подкисления в 2007 г. затраты на серную кислоту возросли до 13%.

Рассмотрим второй вариант. Если сравнить затратную часть на окисление урана с 2004 по 2006 гг. с применением в качестве окислителя серной кислоты (3,0 g/l), при условии одинаковых показателей по добыче и интенсивности отработки, с фактическими затратами на дизельное топливо для окисления сжатым воздухом, то выявляется более чем 10-ти кратная разница. Полученные результаты не окончательные, будет продолжен анализ данных по мере накопления материалов. Возможно, принятая технология процесс дальнейшей эксплуатации месторождения Тохумбет потребуют разработки и применения новых подходов.

Детальное изучение химического и вещественного состава руд и вмещающих пород, их водно-физических свойств, условий локализации необходимо для поиска аналогов промышленной отработки с применением наработанных методов и технологий.

Одновременно, в процессе опытно-промышленных работ, необходимо продолжение активного поиска альтернативных окислителей, способов подачи их в продуктивный горизонт, использование высокотехнологичного оборудования. Применение комплексного подхода является определяющим фактором в выработке эффективной и главное экономически целесообразной технологии для конкретного месторождения с целью его успешной промышленной эксплуатации. Развитие технического прогресса и применение новшеств - обязательное условие для совершенствования технологии отработки месторождений, какими бы сложными они не были.

УДК 622.286.4(043.3)

© Ражабов А.И., Маматов О.Т. 2009 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ПРОЦЕССА ВЗРЫВНОГО РАЗРУШЕНИЯ ГОРНОГО МАССИВА С ИНЕРТНЫМИ СЕРДЕЧНИКАМИ И ПРОДОЛЬНЫМ КАНАЛОМ

Ражабов А.И., инженер горного бюро ЦНИЛ ГП НГМК; **Маматов О.Т.,** магистрант НГГИ

Одним из прогрессивных путей совершенствования технологии взрывных работ является использование направленного взрыва с помощью зарядов взрывчатых веществ (ВВ) инертными сердечниками.

Известны конструкции [1, 2], в которые помещают инертные сердечники в виде пустотелых трубок, стержней из дерева, пластмассы, металла, картона, порошкообразных веществ (рис. 1). Поперечное сечение инертных сердечников может быть как круглым, так и квадратным. Сердечники, имеющие поперечное сечение в форме круга, более эффективны.

Роль сердечников заключается в перехвате ударных и детонационных волн и направлении их вместе с продольными волнами к забою по оси шпура или скважины. При такой концентрации около сердечника скорость детонации ВВ по центру заряда возрастает, в сравнении с периферийной частью. В заряде возникают две группы детонационных волн и имеет место явление, аналогичное взрыванию с микросекундным замедлением.

Исследованиями [3] установлено, что сердечник в процессе детонации не участвует, хотя и находится в условии высокой температуры, что связано с быстрым протеканием процесса детонации, в результате чего сердечник не успевает сгореть и разбивается на мелкие частицы. Для каждого диаметра заряда существует оптимальный диаметр сердечника, обеспечивающий максимальную кумуляцию ударных волн и наилучший эффект взрыва. Наилучшим признан сердечник с пустотелым каналом.

Авторами работы [4] разработана конструкция, в которой по оси заряда устанавливают квадратный деревянный стержень длиной 880 *mm* с прикрепленными к нему патронами аммонита №6ЖВ (рис. 2). Применение такой конструкции на Сумсарском руднике с категорией крепости добываемой руды f=8–10 по шкале проф. М.М. Протодьяконова, позволило снизить удельный расход ВВ на 25%, уменьшить расход ВВ на вторичное дробление и повысить устойчивость пород висячего бока.

Известно, что с увеличением крепости горных пород в процессе их разрушения роль ударной волны возрастает. Авторами [4], предложена конструкция заряда ВВ, позволяющая более эффективно использовать энергию взрыва и увеличить коэффициент полезного действия (рис. 3). Согласно данной конструкции по оси основного заряда 2 располагают дополнительный заряд 3. Основной заряд устанавливают с помощью центрирующих колец 4. Зазор между стенками скважины и зарядом заполняется водой 5. Скорость детонации дополнительного заряда значительно повышает скорость основного заряда. Инициирование дополнительного заряда осуществляется капсюлем–детонатором 1. Угол наклона фронта детонации к обнаженной поверхности уменьшается с увеличением разностей скоростей детонации основного и дополнительного зарядов. Наибольший эффект достигается при детонационной волне, падающей нормально относительно обнаженной поверхности. Для понижения пикового значения давления детонации применяют буферную среду, роль которой выполняет вода. Увеличение времени релаксации воды приводит к более длительному воздействию на стенки скважины энергии, накопленной водой в результате взрыва ВВ, способствующее развитию радиальных трещин в горной породе. С увеличением кре-

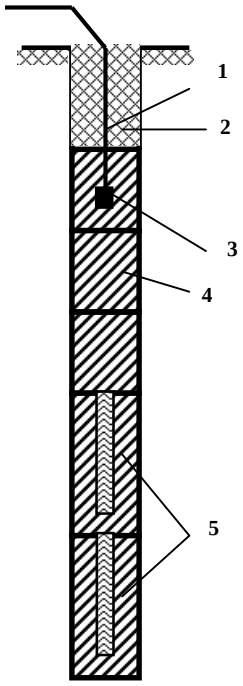


Рис. 1. Заряды ВВ с инертными сердечниками: 1 – огнепроводный шнур; 2 – забойка; 3 – патрон-боевик; 4 – патроны ВВ; 5 – патроны ВВ с сердечником

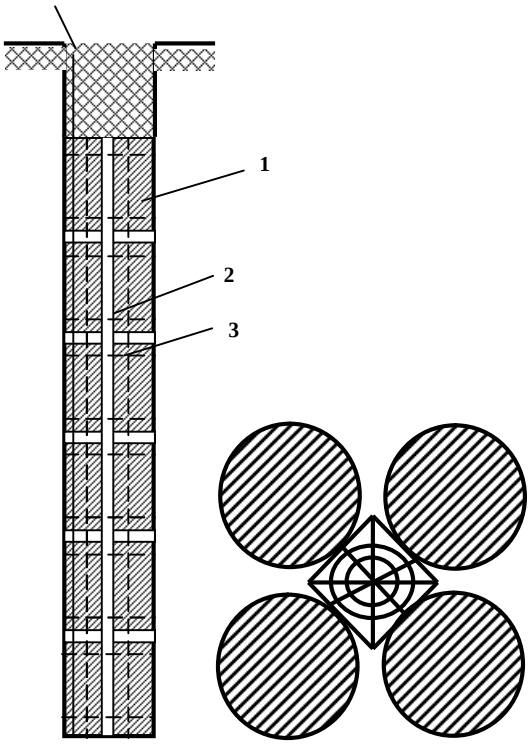


Рис. 2. Конструкция заряда ВВ с квадратным деревянным сердечником: 1 - патрон ВВ; 2 – деревянный сердечник; 3 – крепление патрона ВВ

пости горных пород толщина водяной оболочки может быть уменьшена. При использовании в основном заряде ВВ с большим давлением на фронте детонационных волн толщина водяной оболочки может быть увеличена.

Исследования процесса разрушения горного массива зарядами ВВ с инертными сердечниками показывают, что широкое внедрение этих зарядов сдерживается из-за отсутствия простого и надежного способа создания промежутков с использованием инертных сердечников, позволяющего механизировать процесс заряжания скважин.

Детонация зарядов, имеющих осевой продольный канал, имеет специфические особенности, которые связаны с появлением канальной волны, движущейся впереди фронта детонации. Канальная волна представляет собой сильную ударную волну, заполняющую канал воздухом, которая возбуждается при разлёте продуктов взрыва в полость канала. В некоторых случаях поток продуктов взрыва также опережает фронт детонации и смешиваясь с ударно сжатым газом, органически включается в канальную волну.

Дополнительная подпитка канальных волн продуктами разложения происходит со стенок канала. Канальная волна обладает сильным свечением и ее удается сфотографировать методом щелевой фоторазвертки.

Действуя на заряд впереди фронта детонации, канальная волна может менять исходное физическое состояние и влиять на условие распространения детонационной волны, которая может ускоряться, замедляться, терять устойчивость и затухать. В этом состоит так называемый «канальный эффект». Он изучался многими исследователями из-за явления затухания детонации промышленных ВВ в шпурах при наличии зазора между зарядом и горной породой. Исследования [5-7] показали, что при заряжении шпуров между стенками шпура и патронами всегда образуется кольцевой зазор толщиной 10-15 *mm*, который влияет на режим детонации различных ВВ. В мощных порошкообразных ВВ типа гексоген при взрывании в трубках с радиальным зазором детонация распространяется с большей скоростью, чем на открытом воздухе. Во многих промышленных ВВ, особенно предохранительных, отличающихся невысокой детонационной способностью, детонация затухает. В пластичных ВВ типа динамитов возникает пульсация детонации. Такое влияние радиального зазора на режим детонации авторы работы [7] назвали канальным эффектом. Ими установлено, что канальный эффект зависит от свойств ВВ, длины заряда, наличия перемычек из инертного материала между частицами заряда и усиливается с увеличением массы и прочности трубы. Он достигает максимума при некотором оптимальном

зазоре и исчезает при очень больших и малых зазорах. Чем меньше диаметр заряда, тем вероятнее затухание детонации вследствие канального эффекта. Канальный эффект возможен в диапазоне величин радиального зазора от 0,1 до 3 диаметров заряда. Однако наиболее опасными являются зазоры, равные 0,2 диаметра заряда, когда детонация предохранительных ВВ затухает на самом коротком участке. Это обстоятельство имеет большое практическое значение, поэтому для предотвращения канального эффекта следует полностью исключить радиальный зазор в шпурах. В работах [8, 9] изучался вопрос кумулятивного действия газовой струи, формирующегося в каналах трубчатого заряда, с использованием кумулятивной струи для разгона твердых частиц и генерации мощных импульсов электрического тока или света. В первом случае скорость детонации сохраняется или несколько ускоряется по сравнению с детонацией сплошного заряда, при этом чаше всего канальная волна пульсирует с периодом порядка ста калибров канала, но может распространяться и стационарно. Во втором случае детонация замедляется вплоть до затухания, а в третьем случае волна ускоряется и выходит на установившийся режим, сопровождающийся мелкомасштабными пульсациями. Авторами работы [10] проводились исследования процесса разрушения горного массива зарядами ВВ с осевой воздушной полостью на ряде железорудных карьеров Кривбасса, Камыш-Бурунского железорудного комбината. Для образования воздушной полости использовались трубки диаметром 80 *mm* из плотного картона толщиной 1 *mm*. Длина трубки составляла 2,5 *m*. Пять трубок соединяли между собой и с помощью капронового каната опускали в скважину. Конструкция заряда ВВ с осевой полостью, принятая при проведении взрывов на карьерах, приведена на рис. 4.

Для заряжания сухих скважин использовался граммонит 79/21. Зарядку скважин и их забойку проводили механизированным способом. Высота забойки принималась 8-9 *m*. Заряд ВВ инициировали шашкой Т-400 с одной нитью детонирующего шнура. Шашка располагалась в верхней части заряда над осевой полостью. Установлено, что применение зарядов ВВ с осевой полостью позволило снизить расход ВВ на 10-12%, увеличить выход фракций 0-250 *mm* на 7,8% и снизить выход фракций +500 *mm* на 3,9%. Трещинообразование в глубине массива не наблюдалось. Изменялась форма развала горной массы, что наряду с улучшением дробления отбитого массива позволило увеличить производительность экскаватора на 20%. На опытном участке улучшилась проработка подошвы уступа.

Для эффективного использования ВВ вследствие перераспределения их энергии при взрыве и уменьшения потерь в случае изменения условия взрывания проведены экспериментальные работы [11, 12] по взрыванию сосредоточенных зарядов с воздушной полостью при проходке траншей на болотах, а также исследовано действие таких зарядов на торфяные грунты.

Для экспериментов был выбран участок болота со следующими физико-механическими свойствами торфа: плотность – 0,94 *g/sm*^{2}, коэффициент пористости – 10,363, естественная влажность – 64%, степень разложения – 20,7%. Заряды ВВ размещались в скважинах на глубине 40, 50, 60 и 70 *sm*. В качестве ВВ применялся аммонит №6ЖВ. Заряд помещался в специально изготовленные полиэтиленовые мешки объемом 4 *dm*^{3}. Инициирование осуществляли детонирующим шнуром.

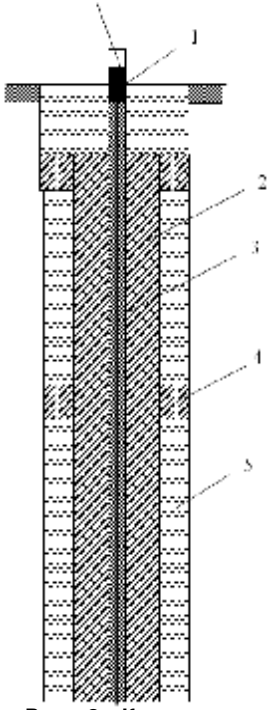


Рис. 3. Конструкция заряда ВВ: 1 – капсюль-детонатор; 2 – основной заряд; 3 – дополнительный заряд; 4 – центрирующие кольца; 5 - вода

Исследованиями установлено, что с изменением показателя действия взрыва от 0,5 до 2,5 при использовании зарядов в оболочке удельный расход ВВ уменьшается до 30%.

Применение зарядов с воздушной полостью дает возможность не только снизить удельный расход ВВ, но и в определенной степени изменить параметры видимой воронки выброса, т.е. диаметр, глубину и объем в зависимости от показателя зарядной полости:

$$q = V_{об} / V_з,$$

где $V_{об}$ – объем оболочки, *sm*^{3}; $V_з$ – объем заряда, *sm*^{3}.

Воронка взрыва при такой конструкции заряда увеличивается до 39%, что уменьшает стоимость разработки 1 *m*^{3} грунта. Широкое применение данного метода становится возможным при полной механизации процессов сооружения зарядных камер и их заряжания. Данная работа выполнялась по государственному гранту Центра по науке и технологиям при Кабинете Министров Республики Узбекистан на выполнение прикладных научных исследований 5-032 – «Обоснование и разработка новой

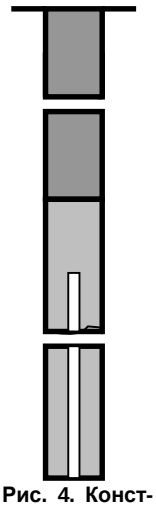


Рис. 4. Конструкция скважинного заряда с осевой полостью

конструкции траншейного заряда взрывчатых веществ с осевой воздушной полостью» на 2009-2011 гг.

Выводы:

1. Установлено, что с увеличением крепости горных пород в процессе их разрушения роль ударной волны возрастает. Конструкция заряда ВВ с инертными сердечниками позволяет более эффективно использовать энергию взрыва и увеличить коэффициент полезного действия.

2. Детонация зарядов, имеющих осевой продольный канал, имеет специфические особенности, которые связаны с появлением канальной волны, движущейся впереди фронта детонации. Действуя на заряд впереди фронта детонации, канальная волна может менять исходное физическое состояние и влиять на условие распространения детонационной волны, которая может ускоряться, замедляться, терять устойчивость и затухать.

3. Канальный эффект зависит от свойств ВВ, длины заряда, наличия перемычек из инертного материала между частицами заряда и усиливается с увеличением массы и прочности трубы. Он достигает максимума при некотором оптимальном зазоре и исчезает при очень больших и малых зазорах. Чем меньше диаметр заряда, тем вероятнее затухание детонации вследствие канального эффекта.

Список литературы:

1. Деспотулли Л.В. Повышение полезного использования энергии взрыва с помощью зарядов ВВ с инертными сердечниками. – Горн. журн., 1965, №12, С.33-35.

2. Деспотулли Л.В. Применение патронов взрывчатых веществ с инертными сердечниками. – Колыма, 1963, № 12. С. 22-24.

3. Деспотулли Л.В. Применение патронов ВВ с инертными сердечниками при проходке штреков. / Проектирование и строительство угольных предприятий, 1964, № 62, С. 26-28.

4. Баранов В.Т., Фролов В.П. Изыскание эффективной конструкции заряда ВВ. – Цветная металлургия, 1985, № 2, С. 12-13.

5. Дубинин Н.Г., Боровиков В.М. Разрушение горных пород зарядами сплошной конструкции. – Физ.-техн. пробл. разраб. полезных ископаемых, 1970, № 4, С. 98-99.

6. Юхонсон К., Пирсон П. Детонация взрывчатых веществ. М.: Мир, 1973. – 312 с.

7. Дубнов Л.В., Бахаревич Н.С., Романов А.И. Промышленные взрывчатые вещества. М.: «Недра», 1988. – 358 с.

8. Загуменов А.С., Титова Н.С., Фадеенко Ю.И., Чистяков В.П. Прикладная механика и техническая физика. 1969, №2, С. 79-83.

9. Лобанов В.Ф., Фадеенко Ю.И. Кумуляция продуктов детонации цилиндрического заряда. // Физика горения и взрыва, 1974, №1, С. 119-124.

10. Салганик В.А., Воротеляк Г.А., Метрофанов В.В., Филипов Н.Ф. Скважинные заряды взрывчатых веществ с осевой воздушной полостью. Киев: Техника, 1986. – 88 с.

11. Глоба В.М. Буровзрывные работы при строительстве магистральных трубопроводов и подземных хранилищ. М.: Недра, 1984, С.131-133.

12. Зыков В.Ф. Повышение эффективности использования зарядов ВВ при разработке траншей на болотах. – Строительство трубопроводов, 1975, №8, С. 15-16.

УДК 622.286.4(043.3)

© Маматов О.Т. 2009 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ РЕЖИМА ДЕТОНАЦИОННЫХ ВОЛН В ЗАРЯДАХ С ОСЕВОЙ ВОЗДУШНОЙ ПОЛОСТЬЮ

Маматов О.Т., магистрант НГГИ

Детонация представляет собой самоподдерживающийся процесс перемещения по взрывчатому веществу (ВВ) со сверхзвуковой скоростью ударного фронта, сопровождающийся скачкообразным увеличением давления и химическим превращением вещества. Химическая реакция возникает в результате адиабатического сжатия и разогрева веществ в ударном фронте. Комплекс, состоящий из ударного фронта и зоны химической реакции, называется детонационной волной. Установившаяся детонационная волна распространяется по ВВ с постоянной скоростью от 1 до 10 km/s. Постоянство параметров детонационной волны объясняется тем, что потери энергии, связанные со сжатием и движением вещества, компенсируются теплом, выделяющимся при его химическом превращении.

Первую математическую модель детонационной волны в газах, опирающуюся на теории ударных волн в виде гидродинамической теории детонации разработали одновременно В.А. Михельсон в России, Д.Л. Чепмен в Англии и Е. Жуге во Франции. Эта модель не рассматривает процесс химической реакции в детонационной волне и представляет ударный фронт в виде поверхности разрыва, отделяющей исходное вещество от продуктов его химического превращения. В подвижной системе координат процесс представляется таким образом, что в ударный фронт втекает вещество в исходном состоянии и вытекает из него в виде продуктов своего химического превращения. В этом случае, как и в теории ударных волн, но с учетом энерговыделения при детонации, основные соотношения между начальными и конечными параметрами состояния вещества, а также кинематическими параметрами детонации - скоростью перемещения фронта скорости детонации D и массовой скоростью движения

продуктов превращения за фронтом u находятся в законах сохранения массы, количества импульсов и энергии в волне.

Эта теория получила развитие в работах авторов [1], независимо предложивших модель детонационной волны, учитывающей физическую зону превращения исходного ВВ в конечные продукты (рис. 1, 2).

На рис. 1 схематично показан профиль детонационной волны в координатах давления. Адиабатическому сжатию вещества отвечает прямая АВ с очень малым наклоном относительно оси абсцисс, что свидетельствует о крайне малом времени сжатия и малой толщине сжатого слоя. Зоне химпика отвечает участок ВС на кривой спада давления, точка излома С отвечает точке Жуге, участок за этой точкой характеризует спад давления в расширяющихся продуктах детонации (ПД).

Согласно рис. 2 исходное вещество с начальными параметрами p_0 υ_0 в ударном фронте сжимается от точки А до точки В. В этом состоянии в результате адиабатического сжатия и разогрева в веществе возникает экзотермическая реакция взрывчатого превращения, заканчивающаяся в точке С, называемой точкой Жуге или Чепмена – Жуге и лежащей на адиабате продуктов детонации. Процесс превращения сопровождается расширением нагретых газообразных ПД, поэтому давление ПД в точке Жуге $p_ж$ примерно в 2 раза ниже, чем в точке В. За точкой Жуге, под плоскостью Чепмена – Жуге, происходит дальнейший спад давления в ПД вследствие их расширения, образуя волну разгрузки.

Более поздние исследования авторов [2, 3] показали, что детонационный фронт ВВ в газах и во многих жидких веществах не является гладким, в нем наблюдаются поперечные волны. Неустойчивость течения, по-видимому, имеет кинетическую природу и объясняется сильной зависимостью скорости химической реакции от меняющихся в волне параметров состояния вещества. Исследованиями [4] установлено, что при детонации мощных твердых ВВ не всегда четко фиксируется точка Жуге на px–диаграмме. Так, с использованием лазерного интерферометра зафиксированы крайне малые времена химпика в высокоплотном флегматизированном гексогене, составляющие 25 ± 5 ms при максимальном давлении в волне 40 GPa.

Исходя из этой гидродинамической модели получены основные параметры определения детонационной волны, согласно законам сохранения:

массы $$\frac{D}{J_0} = \frac{D-u}{J}; \qquad (1)$$

импульса $$r_0 D u = p - p_0 = \Delta p; \qquad (2)$$

энергии $$\frac{(p+p_0)(J_0+J)}{2} = E_2 - E_1 - Q_{взр}, \qquad (3)$$

где E_1 и E_2 – внутренняя энергия ПВ соответственно в начальном и конечном состояниях; $Q_{взр}$ – теплота взрыва; υ_0 и p_0 – соответственно удельный объем и давление исходного вещества; p и υ - соответственно давление и удельный объем ПД.

Совместное решение уравнений (1) и (2) дает формулы для расчета кинематических параметров детонации:

$$D = J_0\sqrt{(p-p_0)/(J_0-J)}; \qquad (4)$$

$$u = \sqrt{(p-p_0)/(J_0-J)}. \qquad (5)$$

Выражение (3) является одной из форм записи уравнения ударной адиабаты Гюгонию для ПД.

Для полного решения задачи, т.е. нахождения трех параметров состояния ПД и двух кинематических параметров детонации к трем уравнениям, вытекающим из законов сохранения массы, импульса и энергии, необходимо добавить еще два независимых уравнения.

Одним из них может быть уравнение состояния ПД, а другим – условие минимизации скорости детонации для установившегося детонационного процесса. Это условие впервые было доказано основоположниками гидродинамической теории, а позже авторами работы [1]. Суть его состоит в следующем. Из всех возможных состояний ПД на адиабате Гюгонио точка Жуге отвечает режиму детонации, происходящему с наименьшей скоростью. Это вытекает непосредственно из уравнения (4), так, на pυ-диаграмме, исходя из этого уравнения, $D = J_0\sqrt{tg\alpha}$, а угол наклона касательной α (прямой Михельсона) наименьший по сравнению с любой другой прямой, пересекающей адиабату ПД в других точках на этой кривой.

Автором работ [1] доказано, что в точке касания, где адиабата ПД совпадает с их изоэнтропой, справедливо положение, постулировавшееся Жуге, что ударный фронт перемещается относительно ПД со скоростью, равной скорости звука в продуктах детонации:

$$D = u + c. \qquad (6)$$

Для взрывчатых газовых смесей, принимая во внимание низкое давление детонации, в качестве уравнения состояния можно воспользоваться уравнением Клапейрона для идеальных газов. Тогда, решая систему приведенных выше уравнений и

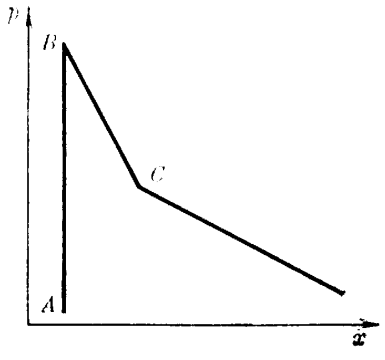


Рис. 1. Профиль детонационной волны

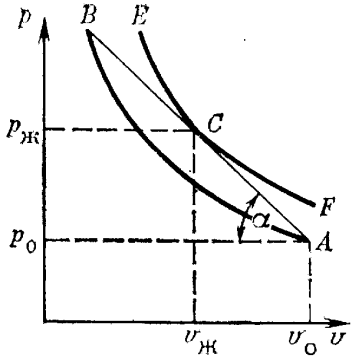


Рис. 2. Диаграмма детонационной волны

Таблица

Расчетные и экспериментальные параметры детонации некоторых смесей горючих газов с кислородом (по Жуге)

Газовая смесь	T_0, K	T, K	$p_ж$, MPa	D, m/s	
				эксперимент	расчет
$2H_2+O_2$	283	4230	1,75	2800	2630
$2H_2+O_2$	373	4253	1,29	2790	2615
$C_2H_2+2O_2$	283	5163	2,88	2220	2190
CH_4+2O_2	283	4353	2,45	1730	1850

принимая скорость звука в ПД $c = \sqrt{g nRT}$, получим искомые параметры детонации, если известны химический состав газа и его плотность. Для этого находят состав продуктов взрыва, их теплоемкость, теплоту взрыва, температуру ПД и далее искомые параметры по формулам:

$$J = J_0 g /(g+1); \quad (7)$$

$$p_{ж} = \frac{2Q(g-1)}{J_0} = r_0 Du = \frac{r_0 D^2}{g+1}; \quad (8)$$

$$D = \sqrt{2Q(g-1)} = \frac{g+1}{g}\sqrt{g\frac{8310}{M}T_{взр}}; \quad (9)$$

$$u = \sqrt{2Q\frac{g-1}{g+1}} = \frac{D}{g+1}, \quad (10)$$

где M – средняя молекулярная масса ПВ.

В табл. приведены расчетные и экспериментальные параметры детонации некоторых смесей горючих газов с кислородом (по Жуге).

Расчет параметров детонации конденсированных ВВ в принципе может быть основан на тех же исходных положениях. Трудности здесь возникают, главным образом, с выбором уравнения состояния для ПД и с определением скорости звука для реальных газов под высоким давлением.

А. Шмидт рекомендовал для расчета параметров детонации конденсированных ВВ использовать уравнение состояния Ван-дер-Ваальса с переменным значением коволюмов ПД, зависящим от плотности ВВ, а сами коволюмы подбирать из опытных данных для хорошо изученных ВВ, решая обратные задачи. В этом случае получены следующие формулы для давления и скорости детонации ВВ:

$$D = \frac{J}{J_0 - a}\frac{1+g}{g}\sqrt{g\frac{8310}{M}T} = \frac{J_0}{J_0 - a}\sqrt{2Q(g-1)}; \quad (11)$$

$$p_{ж} = \frac{2Q(1-g)}{J_0 - a}. \quad (12)$$

При плотности около 1 g/sm^3 А. Шмидт рекомендовал принимать для ВВ следующие величины: коволюм ПД – 0,58-0,59 sm^3/g, а при плотности 1,6-1,73 g/sm^3 – 0,44-0,45 sm^3/g.

При описании действия скважинных зарядов ВВ основное внимание уделяется процессу развития детонационных волн.

На основании теоретических и экспериментальных исследований Н. Вандерберга, А.И. Гольбиндера, Л.В. Дубнова, Н.А. Дерёмина, В.П. Мартыненко, В.Ф. Тышевича, Л.Д. Хотина, А.Р. Черненко и др. исследовался режим детонационных волн в зарядах ВВ с осевой воздушной полостью.

Рассмотрим детонацию скважинных зарядов ВВ с осевой воздушной полостью, схема которой приведена на рис. 3.

Под воздействием начального импульса скважинный заряд ВВ с осевой воздушной полостью детонируется, образуя детонационные волны, распространяющиеся со скоростью D. В результате продуктов детонационной волны в зазоре между зарядом – осевой воздушной полостью образуется своеобразный газовый поршень – ударная воздушная волна, со скоростью ω. Возникающая в канале ударная волна по общим законам газодинамики должна характеризоваться большей скоростью, чем скорость газового поршня.

Вследствие возникновения канальной ударной волны впереди фронта детонации вещество уплотняется. В результате распространения волны сжатия по веществу от поверхности контакта с ударной волной в удлиненном заряде возникает коническая область уплотнения.

Степень деформации скважинного заряда, помимо физических свойств ВВ, зависит от длины и давления ударной волны.

Исследования показали, что впереди детонации вещество уплотняется, а сечение уменьшается. Уплотнения по поперечному сечению и по длине заряда неравномерно. Для подтверждения гипотезы о том, что в зазоре со скоростью ω движутся не продукты детонации, а ударная волна, выполнены опыты в разреженной атмосфере. При уменьшении давления воздуха в трубе до 1,33 kPa в аммоните ПЖВ-20 детонация затухала на участке, примерно вдвое большем, чем в опытах при атмосферном давлении. Это является следствием снижения давления в канале, обуславливающего уплотнение ВВ впереди фронта детонации, что связано с уменьшением амплитуды волны, распространяющейся по разреженной атмосфере.

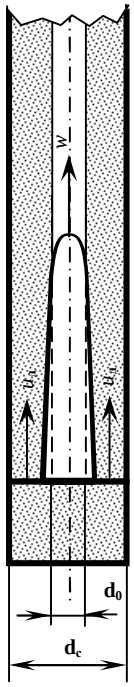


Рис. 3. Схема детонации скважинных зарядов ВВ с осевой воздушной полостью: d_c – диаметр скважины; d_0 - диаметр осевой воздушной полости, $V_д$ - скорость детонации, ώ – скорость воздушной волны

Таким образом, в осевой воз-

душной полости скважинного заряда ВВ распространяется ударная воздушная волна прямоугольного профиля, опережающая фронт детонации.

К моменту завершения формирования ударного фронта скорость распространения ударно-воздушной волны ω может быть выражена как функция скорости детонации D, исходя из общих газодинамических зависимостей:

$$w = u_{Д}\frac{r}{r - r_0};\quad \frac{r}{r_0} = \frac{(k+1)p + (k-1)p_0}{(k-1)p + (k-1)p_0}, \qquad (13)$$

где k – показатель изоэнтропы воздуха; ρ, ρ_0 – соответственно, площадь сечения скважинного заряда и осевой воздушной полости, м^2; $u_д$ - скорость газового поршня, м/с.

В данном случае величина $u_д$ равна скорости распространения детонационной волны. Давление на границе раздела ПВ–воздух можно принять приближено равным среднему давлению ПВ в зарядной камере, которое определяется по формуле:

$$p_{ПВ} = RT_{взр}\, r_3 / (1 - a\, r_3), \qquad (14)$$

где ρ_3 - плотность заряжания в трубе; α - коволюм ПВ.

Тогда, получим:

$$w = D\frac{(k+1)p + (k-1)p_0}{(k-1)p + (k+1)p_0},\ \text{m/s}. \qquad (15)$$

При высокой плотности заряжания, т.е. при малом отношении площади сечения скважинного заряда к площади сечения осевой воздушной полости $p \geq p_0$, предельная скорость ударно - воздушной волны составляет:

$$w = D(k+1)/2,\ \text{m/s}.$$

Приняв показатель изоэнтропы воздуха k=1,5, получим формулу расчета скорости ударно - воздушной волны:

$$w = 1{,}25D,\ \text{m/s}. \qquad (16)$$

Данная работа выполнялась по государственному гранту Центра по науке и технологиям при Кабинете Министров Республики Узбекистан на выполнение прикладных научных исследований 5-032 – «Обоснование и разработка новой конструкции траншейного заряда взрывчатых веществ с осевой воздушной полостью» на 2009-2011 гг.

Список литературы:

1. Зельдович Я.Б., Компанеец А.С. Теория детонации. М., Гостехиздат, 1955.
2. Дремин А.Н., Савров С.Д. и др. Детонационные волны в конденсированных средах. М., Наука, 1970.
3. Щелкин К.И., Трощин Я.К. Газодинамика горения. М., Наука, 1963.
4. Уткин А.В., Канель Г.И. Исследование кинетики разложения тротила и флегматизированного гексогена в ударных и детонационных волнах. – В кн.: Детонация и ударные волны. Черноголовка, ИХФ АН СССР, 1986, С.13-16.

УДК 622.235.(043.3)

© Арапбаев Н.Е. 2009 г.

ИССЛЕДОВАНИЕ ОСЛАБЛЕНИЯ ПРОЧНОСТИ ГОРНОГО МАССИВА ВЗРЫВОМ

Арапбаев Н.Е., магистрант НГГИ

Совершенствование существующих и разработка новых способов разрушения горных пород под действием взрыва вызывает необходимость в изучении прочностных свойств горных пород в условиях циклического нагружения (табл.).

В работе [1], выполненной в ИГД им. А.А. Скочинского, испытаниям на гидравлическом прессе подвергались образцы базальтов, гранитов и песчаников при частоте колебаний нагрузки 500 в минуту.

Исследования показали, что снижение разрушающих напряжений с увеличением числа циклов пульсирующих нагружений закономерно для всех типов пород. Вместе с тем интенсивность снижения их с увеличением числа циклов пульсирующих нагружений до предела циклической прочности различна и аппроксимируется уравнениями вида:

для базальта $\frac{s_{\max} N}{s_{CT}} = 1{,}12N^{-0{,}05}$;

для гранита $\frac{s_{\max} N}{s_{CT}} = 1{,}19N^{-0{,}08}$;

для песчаника $\frac{s_{\max} N}{s_{CT}} = 1{,}10N^{-0{,}09}$.

Установлено, что предел циклической прочности исследованных типов горных пород составляет 35-50% от статического предела прочности горных пород при сжатии.

В работе [2] исследовались механизмы усталостного разрушения углей для обоснованного выбора параметров гидроотбойки пульсирующими струями и выявления преимуществ переменной нагрузки при разрушении хрупких тел. Установлено, что предел циклической прочности для испытанных углей составляет 55% от статического предела прочности при сжатии, что позволяет считать перспективным разработку способов разрушения углей динамическими пульсирующими нагрузками.

В работе [3] проведены усталостные испытания мрамора, сильвинита, песчаника и габбро в условиях пульсирующего сжатия и растяжения.

Результаты исследований показывают, что установленные закономерности изменения предельного сопротивления сжатия в зависимости от числа пульсирующих нагружений могут быть аппроксимированы уравнениями вида:

$$s_{\max} N / s_{CT} = 1{,}29 - 0{,}127 \lg N ;$$

$$s_{\max} N / s_{CT} = 1{,}30 - 0{,}145 \lg N .$$

Таблица

Результаты определения размеров зон ослабления прочности горных пород в глубине массива

Авторы	Размеры зон остаточных деформаций (m) в зависимости от диаметра скважин, mm					
	зона микротрещин				верхний разрушенный слой	
	230		105		230	105
	A	A_1	A	A_1	h	h_1
А.Н. Ханукаев	–	–	10-12	2,5	–	–
В.К. Рубцов	23	5-7	10,5	–	6	–
Г.В. Кузнецов	22-25	5-6	10	2,5	5	2,5
М.Е. Певзнер	–	–	–	–	6-7	3,5-4,0
П.С. Миронов	30-50	–	–	–	5,6	–

Как установлено, для всех типов исследованных горных пород предел усталостной прочности на сжатие составляет примерно 50% от предела статической прочности. При растяжении путем сжатия цилиндрических образцов по образующей для исследованных типов пород предел усталостной прочности составляет примерно 45% от предела статистической прочности.

Анализ литературных данных показывает, что предел усталостной прочности горных пород и других материалов ниже предела статической прочности. В наибольшей степени это проявляется у слабых горных пород.

Авторы работ [3, 4] отмечают, что горные породы имеют свои структурные особенности, которые оказывают влияние на характер разрушения при пульсирующих нагрузках. В структуру породы включаются пористость, дефекты и трещиноватость.

Пульсирующие нагрузки существенно изменяют процесс разрушения горных пород. При этом вторичные поля напряжений, обусловленные неоднородностью структуры, меняются от цикла к циклу. Отдельные микротрещины, возникающие при нагружении, при разгрузке полностью не закрываются; материал не возвращается к начальному состоянию и поэтому при новом нагружении эти дефекты изменяют вторичное поле напряжений. В результате дальнейший рост нагружений приводит к усталостному разрушению пород.

Несмотря на многочисленные экспериментальные работы, до сих пор не выявлена общая закономерность усталостного разрушения горных пород при пульсирующих нагрузках, отсутствуют методика и техника натурных экспериментов, испытания не вышли из рамок лабораторных исследований.

При производстве массовых взрывов на карьерах происходит не только дробление пород, но и изменение их физико-механических свойств, что приводит, в частности, к ослаблению массива [5].

Авторами работы [6] проведены исследования на образцах горных пород и руд, которые показали, что после однократного взрывного нагружения прочность образцов пород изменяется от начальной. Другие исследования [7] позволили установить, что взрывные нагрузки приводят к снижению прочности пород и увеличению их пористости и водопоглощения. За счет изменения интенсивности взрывного нагружения и выбора соответствующего направления взрывания происходит изменение микроструктуры пород и ее прочностных характеристик.

Воздействие массового взрыва на горные породы приводит к ослаблению прочности пород в глубине массива. Установлено [8], что подобного рода разрушения особенно четко прослеживаются на поверхности уступа за линией последнего ряда скважин. Длина распространения трещин на поверхности уступа достигает 25-30 m $(170 \div 200)\bar{r}$ (где $\bar{r}$ - приведенное расстояние), а в глубину – 2/3 высоты уступа.

Интенсивность разрушения зависит, главным образом, от свойств массива (степени трещиноватости, направления трещин, сил сцепления и коэффициента трения между отдельностями), числа и количества одновременно взрываемых скважинных зарядов, расстояния до точки наблюдения, числа ступеней замедления, схемы взрывания, интервалов замедления и конструкции зарядов.

Данные [9] электрозондирования воронки взрыва массой около 1000 т показали, что массив нарушен трещинами в радиусе около 100 m под заряд. Последующая отработка месторождения привела к выводу об отрицательном воздействии взрыва на показатели буровзрывных работ. Производительность станков ударно-канатного бурения из-за обрушения стенок скважин оказалась в 2-3 раза меньше, а степень дробления горной массы значительно хуже, чем на других месторождениях, отрабатывающих аналогичные породы.

В работе [10] отмечено, что примерно аналогичные по размерам зоны трещинообразования наблюдаются и при подземных ядерных взрывах. Так, при подземном ядерном взрыве зарядом весом около 3000 t, проведенном в штате Нью-Мексико (США) в пласте каменной соли на глубине 360 m, радиус распространения радиальных трещин составил 70-75 m. Меньшая величина радиуса трещинообразования при этом ядерном взрыве, по сравнению с результатами взрыва, приведенными в работе [9], может быть объяснена монолитностью каменной соли и тем, что ядерный взрыв происходил в условиях камуфлета.

Авторами [11] определены размеры зон нарушения в двух направлениях. Установлено, что радиус распространения нарушений по кровле уступа находится в пределах 100 диаметров заряда, глубина

нарушения под заряд вдоль оси составляет 7÷10 диаметров заряда.

Автором работы [12] исследованы и определены в трех направлениях радиусы зон нарушений: $R_ц$, R_T - соответственно, радиусы нарушенной зоны, исходящие из середины заряда, его торца по направлению оси X; R_O – радиус, исходящий из торца заряда по направлению оси Z.

Исследованиями [13, 14] установлено, что размеры зон нарушения зависят от высоты уступа.

Результаты определения размеров зон ослабления прочности горных пород в глубине массива по данным различных авторов приведены в табл.

Выводы:

1. Известен эффект ослабления прочности горных пород под действием многоцикличных нагрузок. В механике это явление называется усталостью горных пород, которое исследовалось, главным образом, в лабораторных условиях на образцах при различных режимах циклического нагружения.

2. Исследовалось усталостное ослабление прочности горных пород отбитого массива при воздействии взрыва с целью повышения дробимости горной массы и улучшения ее технологических характеристик при обогащении. При этом для достижения положительного эффекта в значительной мере повышалась энергонасыщенность взрываемого массива путем повышения удельного расхода ВВ.

Список литературы:

1. Миндели Э.О., Мохначев М.П. Метод и исследование поведения горных пород при пульсирующем режиме нагружения. // ФТПРПИ, 1971. –№1. – С. 18-25.

2. Сиваев Е.А., Соболев Ю.П., Немов В.И. // Труды Кузбасского политехнического института. Вып. №3. – Кемерово: Кузбасский политехн. ин-т, 1968. – С. 17-19.

3. Мохначев М.П. Усталость горных пород. – М.: Недра, 1979. – 152 с.

4. Миндели Э.О., Мохначев М.П., Громова Н.В. Исследование прочностных и деформационных свойств горных пород при статистических многократных и динамических пульсирующих нагрузках. – М.: АН СССР, 1970. – С. 32.

5. Борзых А.А., Борзых В.П. К теории взрывного разупрочнения горной массы. Воздействие одиночного заряда. // ФТПРПИ, 1983. –№5. – С. 50-55.

6. Данчев П.С. О влиянии ударных взрывных волн на макроструктуру и прочность горных пород. // Труды V сессии ученого совета по народно-хозяйственному использованию взрыва. – Фрунзе: Илим, 1965. – С. 219-226.

7. Волов Г.А., Утешев В.А., Чепур В.А., Мурзак А.Д. Влияние взрывных нагрузок на качество готового продукта. // Строительные материалы. 1971. –№5. – С. 24-25.

8. Физические процессы при отбойке горных пород взрывом. –М.: недра, 1974. – 224 с.

9. Рубцов В.К. Исследование дробимости горных пород взрывами на карьерах: дис. … докт. техн. наук. –М.:МГИ, 1971.

10. Results of "Gnome" Placeful Nucleaz Detonation in New Mexiko. // The Enginee. 1963. 215. N5592. –P. 602-604.

11. Рубцов В.К., Азаркович А.Е. Исследование действия взрывов в глубь массива при многорядном взрывании. // Изв. Вузов. Горный журнал. –1963. –№2.

12. Нейман И.Б. Определение размеров нарушения в глубине ограниченного массива горных пород от взрыва цилиндрического заряда рыхления: дис. канд. техн. наук. – Новосибирск, СО АН СССР, 1975.

13. Давыдов С.А., Рубцов В.К. Многорядное взрывание. –М.: Недра, 1965. – 91 с.

14. Кутузов Б.Н., Рубцов В.К. Физика взрывного разрушения горных пород. Раздел 1. – М.: МГИ, 1970. – 71 с.

УДК 662

© Ульбашев А.А., Сагатов Н.Х. 2009 г.

ОБ ИНВЕСТИЦИОННОМ ПРОЕКТЕ ПО МОДЕРНИЗАЦИИ, ТЕХНИЧЕКОМУ И ТЕХНОЛОГИЧЕСКОМУ ПЕРЕВООРУЖЕНИЮ РАЗРЕЗА «АНГРЕНСКИЙ»

Ульбашев А.А., магистрант кафедры «Открытые горные работы» ТГТУ им. А.Р. Беруний; **Сагатов Н.Х.**, доцент кафедры «Открытые горные работы» ТГТУ им. А.Р. Беруний

В настоящее время в Республике Узбекистан действуют 39 электрических станций, из них 10 – тепловые. Потенциальная возможность производства электроэнергии составляет более чем в 56 10^9 kW h. Доля тепловых электрических станций в производстве электроэнергии в республике составляет до 90%. В топливно-энергетическом балансе уголь занимает важное стратегическое место.

При этом добыча угля осуществляется в основном на трех месторождениях: Ангренском (Ташкентская обл.), Шаргуньском и Байсунском (Сурхандарьинская обл.). Прогнозный ресурс угля составляет более 7

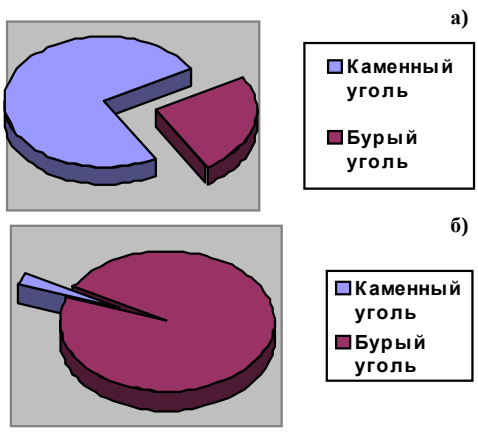


Рис. Запасы угля: а) прогнозные запасы; б) балансовые запасы

млрд t, из них каменного - 5,7 млрд. t. Балансовые запасы угля составляют 1,9 млрд. t, из них бурого - 1853 млн. t, каменного - 47 млн. t (рис.).

В целях успешной реализации осуществляемых экономических и социальных преобразований, для обеспечения устойчивого и бесперебойного снабжения объектов отраслей экономики и населения республики твердым топливом и электроэнергией в Постановлении Президента Республики Узбекистан от 12.03.09 г. № ПП-1072 «О программе мер по реализации важнейших проектов по модернизации, техническому и технологическому перевооружению производства на 2009-2014 гг.», включены инвестиционные проекты предусматривающие комплексное решение повышения энергетической независимости Узбекистана, в частности по:

- ОАО «Узбеккумир», филиал разрез «Ангренский»;
- ОАО «Ново-Ангренская ТЭС»;
- ОАО «Ангренская ТЭС»;
- ОАО «Шаргункумир»;
- ЗАО «Апартак».

В настоящей работе рассматриваются основные вопросы инвестиционного проекта по модернизации, техническому и технологическому перевооружению разреза «Ангренский».

Целью данного инвестиционного проекта является разработка технико-экономических решений по возможностям перевода Ново-Ангренской ТЭС с газа и мазута на потребление угля с увеличением выработки электроэнергии.

К основным задачам, решаемым проектом относятся:

1. Обоснование возможностей увеличения добычи угля со снижением зольности до 25% по Ангренскому разрезу на среднюю и долгосрочную перспективы.

2. Повариантный технико-экономический анализ возможностей перевода энергоблоков Ново-Ангренской ТЭС на потребление угля.

3. Технико-экономическая оценка возможностей строительства нового энергоблока № 8 на Ново-Ангренской ТЭС в составе действующего предприятия.

4. Оценка технологических возможностей строительства нового энергоблока на Ангренской ТЭС для производства электроэнергии с использованием угля с зольностью более 40%.

В проекте основное внимание направлено на стратегию оценки возможностей максимального замещения природного газа, используемого в котлоагрегатах Ново-Ангренской ТЭС, на уголь в пяти возможных вариантах реализации проекта:

Объемы добычи угля по вариантам определены, исходя из вариантной выработки электроэнергии на Ангренской ТЭС, с учетом поставки его прочим потребителям Узбекистана в объеме 3,0 млн. т в год, в том числе:

- *предприятиям АК «Промстройматериалы»* - 848 тыс. т/год;
- *бюджетным организациям* - 352,5 тыс. т/год;
- *для реализации через биржу* - 280 тыс. т/год;
- *прочим потребителям* - 15 тыс. т/год.

В целях оценки технико-экономической эффективности инвестиционного проекта рассчитаны повариантные объемы требуемых инвестиций в техническом перевооружении разреза «Ангренский» с поэтапным увеличением добычи угля с производством вскрышных работ и модернизации котлов Ново-Ангренской ТЭС с учетом перевода с цикличной технологии ведения горных работ на разрезе «Ангренский» на циклично- поточную.

В первом этапе предусматривается развитие вскрышных работ, добычи и транспортировки угля по южному борту разреза «Ангренский» с началом работ в 2009 г. и завершением их в 2011 г. Мощность внедряемого первого пускового комплекса составит:

– *по выемке, дроблению, погрузке, транспортировке и складированию вскрышных пород в отвал;*

– *по добыче, погрузке и транспортировке угля.*

Первый пусковой комплекс состоит из четырех технологических цепочек, которые включают в себя следующее оборудование:

– *Технологическая цепочка по выемке, дроблению, погрузке, транспортировке и складированию вскрышных пород в отвал: карьерные экскаваторы ЭКГ-15, мобильные дробильные установки, межуступные вскрышные перегружатели, система ленточных конвейеров (КЛЗ, КЛП, КЛМ, КЛО), отвалообразователь.*

– *Технологическая цепочка по селективной добыче угля (выемка, погрузка, транспортировка вскрышных пород в отвал и угля на пункты сортировки): комбайн (экскаватор) по селективной вы-*

емке угля, межуступный добычной перегружатель, система ленточных конвейеров (КЛЗ, КЛП, КЛМ).

– *Технологическая цепочка по приемке и транспортировке угля в направлении техкомплекса станции «Джигиристан»: система ленточных конвейеров.*

Во втором этапе предусматривается развитие вскрышных работ по центральному борту разреза «Ангренский» с началом работ в 2009 г. и завершением их в 2010 г.

Технологическая цепочка второго пускового комплекса включает в себя следующее оборудование: карьерные экскаваторы ЭКГ-15, мобильные дробильные установки, межуступные вскрышные перегружатели, система ленточных конвейеров (КЛЗ, КЛП, КЛМ, КЛО), отвалообразователь.

В завершающем третьем этапе предусматривается развитие вскрышных работ с селективной добычей угля по северному борту разреза «Ангренский» с началом работ в 2010 г. и завершением их в 2011 г. Мощность внедряемого третьего пускового комплекса составит:

– *по выемке, погрузке и транспортировке вскрышных пород в отвал 3,0 млн. м^3/год;*

– *по добыче, погрузке и транспортировке угля –5,1 млн. т/год*

Технологическая цепочка третьего пускового комплекса включает в себя следующее оборудование: комбайны (экскаваторы) по селективной выемке угля, межуступные добычные перегружатели, отвалообразователь, мобильные дробилки, систему ленточных конвейеров (КЛЗ, КЛП, КЛМ). Объем капитальных вложений на приобретение оборудования по третьему пусковому комплексу составит 50,9 млрд. сум.

Выполнение намеченных мер по программе позволит:

– во-первых, обеспечить рост добычи угля по ОАО «Узбекуголь» с 3210 тыс. т в 2007 г. до 11500 тыс. т в 2009 г;

– во-вторых, обеспечить выемку, транспортировку и складирование вскрышных пород во внутренние отвалы в объеме 54,0 млн. куб. м/год;

– в-третьих, позволит создать ресурсы для реализации на внутреннем и внешнем рынках попутно извлекаемых полезных ископаемых к 2011 году в объемах:

– *первичного каолина – 100 тыс. т/год;*

– *вторичного серого каолина – 130 тыс. т/год;*

– *вторичного пестроцветного каолина – 100 тыс. т/год;*

– *известняка – 300 тыс. т/год*

Что же касается реконструкции вспомогательных объектов, то в данном проекте наряду с техническим перевооружением разреза «Ангренский», предусмотрена реконструкция объектов вспомогательных производств, включающая:

– *модернизацию сортировочно-погрузочного пункта «Джигиристан» и строительство сортировочно-погрузочного пункта «Нижняя»;*

– *модернизацию и реконструкцию объектов энергоснабжения;*

– *модернизацию и обновление оборудования лаборатории по определению химических составов попутных полезных ископаемых угля.*

Модернизация сортировочно-погрузочного пункта «Джигиристан» проводится с целью увеличения пропускной способности сортировочно-погрузочного комплекса по рассортировке, усреднению и погрузке угольной продукции.

Модернизация и реконструкция объектов энергоснабжения проводится в целях:

– удовлетворения возрастающих потребностей в электроэнергии в процессе технического перевооружения угольной отрасли;

– высвобождения емкостей под внутреннее отвалообразование;

– уменьшения протяженности линий электропередач;

– снижения потерь и удельного расхода электроэнергии на добычу 1 т угля;

– снижения простоев горнотранспортного оборудования и повышения безопасности работ.

Модернизация и обновление оборудования химлаборатории проводится в целях:

– организации непрерывного контроля качества отгружаемой продукции;

– повышения качества выпускаемой продукции.

В техническом задании ПТЭО проекта учитывается возможность использования угля с зольностью до 45% при строительстве энергоблока 150 MW на Ангренской ТЭС с котлом, сжигающим топливо в кипящем слое.

Так как в результате технического перевооружения разреза «Ангренский» (согласно настоящего проекта) гарантирована выдача потребителям угля с параметрами: зольность – 25%, калорийность – 2900 ккал, а согласно ТУ завода-изготовителя топливом для обеспечения работы проектируемого энергоблока предназначен уголь с параметрами зольностью – 45%, то для обеспечения топливом данного энергоблока возникла необходимость его разубоживания при топливном складе ТЭС.

Учитывая стратегическую значимость диверсификации энергоресурсов с увеличением доли потребления угля отраслями промышленности и населения в Республике Узбекистан, обеспечивающих экономию природного газа, реализация комплексного проекта «Перевод котлов Ново-Ангренской ТЭС на круглогодичное сжигание угля и строитель-

ство блока № 8 с учетом технического перевооружения разреза «Ангренский» является целесообразной.

1. Необходимость увеличения производства электроэнергии по республике с 48 в 2007 г. до 57,8 млрд. kW h к 2015 г. в соответствии с энергетической программой определяет целесообразность реализации проекта с увеличением выработки электроэнергии на Ново-Ангренской ТЭС совместно с увеличением потребления угля.

2. Анализ технико-экономических показателей проекта показывает, что по варианту 2, достигается снижение потребление газа с 1325,5 млн. m^3 до 500,6 млн. m^3.

3. По варианту 3, увеличение поставок газа на Ново-Ангренскую ТЭС с 1325,5 млн. m^3 до 2517,7 млн. m^3 обеспечит увеличение выработки электроэнергии до 9625 млн. kW h/год.

Кроме этого, сокращения поставок природного газа на Ново-Ангренскую ТЭС позволит увеличить экспортные объемы природного газа по НХК «Узбекнефтегаз».

4. Вариант 4, предусматривающий увеличение потребления угля до 6612 тыс. t на Ново-Ангренской ТЭС, позволит высвободить природный газ в объеме 540,1 млн. $m^{3/}$год.

5. По варианту 5 максимально возможная выработка электроэнергии на Ново-Ангренской ТЭС в объеме 11 млрд. kW h/год с увеличением потребления угля с 2057 тыс. t до 7559 тыс. t.

6. Разработанные технические решения по селективной добыче угля позволяющие обеспечить снижение зольности до 25%, предопределяют возможность исключения на данном этапе строительства установок по обогащению угля, требующих сравнительно высокие капитальные вложения и увеличивающие себестоимость его добычи.

7. Вместе с этим, в целях исследования реальных возможностей предлагаемой технологии обогащения угля целесообразно приобретение двух модульных передвижных установок для проведения опытно-экспериментальных работ на погрузочных пунктах угля.

8. Разработанные технические решения по обеспечению снижения зольности угля в процессе его добычи до 25% позволяют отказаться от строительства нового энергоблока на Ангренской ТЭС и исключить из рассмотрения, на данном этапе инвестиционной деятельности, затраты на его строительство (более 150 млн. долл.США).

9. Учитывая стратегическую значимость диверсификации энергоресурсов, а также необходимость увеличения выработки электроэнергии для всех категорий потребителей, более оптимальным является в плане реализации вариант 4, предусматривающий увеличение выработки электроэнергии с 6105 млн. кВт·ч до 9625 млн. kW h на Ново-Ангренской ТЭС с сокращением потребления природного газа до 540,1 млн. m^3 и увеличением потребления угля зольностью не превышающей 25% с 2057 тыс. t до 6612 тыс. t в год.

УДК 669.046

© Атаханов А.С., Хасанов А.С. 2009 г.

ОСОБЕННОСТИ ПОЛУЧЕНИЯ ЖЕЛЕЗА ИЗ МЕДНЫХ ШЛАКОВ

Атаханов А.С., механик УНПС ОАО «Алмалыкский ГМК»; **Хасанов А.С.,** декан АГМФ НГГИ, докт. техн. наук

Переработке шлаков медеплавильного производства ОАО «Алмалыкский ГМК» посвящено значительное количество работ [1, 2]. В результате их проведения установлено, что железо из этих шлаков может быть на 90-95% восстановлено до металла и отделено от остатка методом магнитной сепарации.

Недостатком такой технологии является получение железа, загрязненного медью, что не позволяет использовать его для производства изделий общего назначения из-за загрязнения медного оборотного металлофонда.

Кроме того, даже при проведении лабораторных опытов отмечается значительное колебание в степени восстановления железа из шлаков при одинаковых технологических режимах.

В качестве рабочей гипотезы, объясняющей причину таких колебаний было принято, что на скорость и полноту восстановления железа существенно влияют неконтролируемые параметры содержания серы в шлаках, которые могут колебаться от 0,5-3%.

Сера в шлаке является компонентом сульфидного расплава-штейна, который с одной стороны связывает железо, с другой стороны при рабочих температурах восстановительного процесса (около 1273 К) находится в жидком состоянии и растекаясь

по микротрещинам и трещинам [3, 4] блокирует доступ и отвод оксидов углерода к восстанавливаемым оксидам железа.

Для снижения растекаемости штейна необходимо увеличить его поверхность и межфазное натяжение, однако восстановление железа до металла из сульфидов при этих температурах возможно только водородом по реакции:

$$FeS+H_2=Fe+H_2S$$

Для подтверждения вышеизложенного была проведена серия лабораторных опытов со шлаками КФП и ОП, составы которых приведены в табл. 1. Результаты лабораторных опытов приведены в табл. 2 и табл. 3 для гранулированных шлаков и восстановленных углем (15% от шихты).

Таблица 1

Составы исходных шлаков для проведения лабораторных опытов

Вид шлака	№ шлака	Состав шлака			
		Cu	S	Feобщ	SiO_2
ОП	1	0,58	0,9	31,6	36,2
КФП	2	0,76	2,6	36,0	32,1

Таблица 2

Результаты лабораторных опытов по восстановлению железа из гранулированного шлака № 1 при добавлении угля 15 % при весе навески 100 g, содержание железа и меди в шлаке 36 и 0,76 % соответственно

Температура, К	Время изотермической выдержки, мин	Выход металлизованной фракции и ее состав					Извлечение в магнитную фракцию		Содержание меди в железном сплаве, %
		всего, g	железо		медь		железо	медь	
			%	g	%	g	%	%	
1073	90	23,6	47,1	11,1	0,33	0,08	30,9	10,2	0,72
	150	25,9	64,2	16,6	0,37	0,10	46,2	12,6	0,60
	240	34,2	71,1	24,3	0,38	0,13	67,5	17,1	0,53
1173	90	27,0	58,3	15,7	0,54	0,15	43,6	19,2	0,96
	150	28,5	72,2	20,5	0,66	0,19	57,2	24,4	0,93
	240	31,1	74,9	23,3	0,83	0,24	64,7	31,6	1,03
1273	90	33,0	70,3	26,0	0,67	0,22	72,3	29,1	0,85
	150	35,9	80,1	28,7	0,72	0,26	79,9	34,0	0,91
	240	36,5	83,5	30,5	0,90	0,30	84,7	39,5	0,98

Таблица 3

Результаты лабораторных опытов по восстановлению железа из гранулированного шлака № 1 при добавлении угля 15% при весе навески 100 g, содержание железа и меди в шлаке 31,2 и 0,58% соответственно

Температура, К	Время изотермической выдержки, мин	Выход металлизованной фракции и ее состав					Извлечение в магнитную фракцию		Содержание меди в железном сплаве, %
		всего, g	железо		медь		железо	медь	
			%	g	%	g	%	%	
1073	90	24,4	46,3	11,3	0,44	0,11	36,2	18,5	0,97
	150	25,8	65,2	16,8	0,58	0,15	53,9	25,8	0,89
	240	26,7	69,1	18,4	0,61	0,16	58,97	27,6	0,87
1173	90	26,9	57,4	15,4	0,55	0,15	49,4	25,9	0,97
	150	28,0	70,8	19,8	0,72	0,20	63,5	34,8	0,95
	240	30,4	75,1	22,8	0,83	0,25	73,1	43,5	1,07
1273	90	31,4	68,2	21,4	0,55	0,17	68,6	29,8	0,79
	150	33,2	79,4	26,4	0,80	0,27	84,5	45,8	1,02
	240	34,0	87,2	29,6	0,82	0,28	95,0	48,2	0,95

Как видно из представленных данных для шлаков КФП через 240 минут и Т-1273К степень восстановления железа определяется по содержанию металлического железа в магнитной фракции, степень восстановления составляет 84,7% для шлаков КФП и 95% для шлаков ОП, содержание серы 2,6 и 0,9% соответственно. Поэтому для улучшения показателей твердофазного, низкотемпературного восстановления шлаков можно рекомендовать его предварительный обжиг в окислительной среде, в которой будет происходить удаление серы до 0,2-0,3% и частичное разрушение силикатов, что должно увеличить восстановление железа из шлаков.

Шлак обжигается до содержания серы менее 0,3% при температуре 1273 К для чего требовалось около 3 h работы лабораторной печи.

Полученный шлак после обжига подвергался низкотемпературному восстановлению в условиях аналогичного оптимального режима восстановления для необожженного шлака.

Результаты лабораторных опытов приведены на

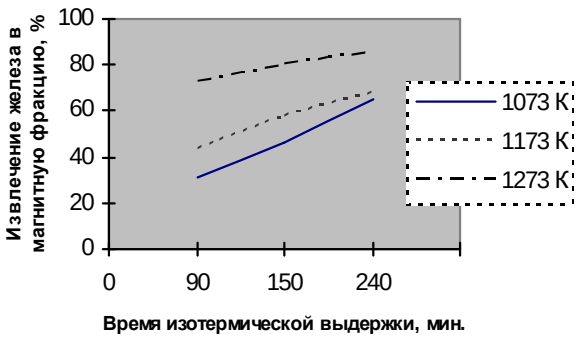


Рис. 1. Результаты лабораторных опытов

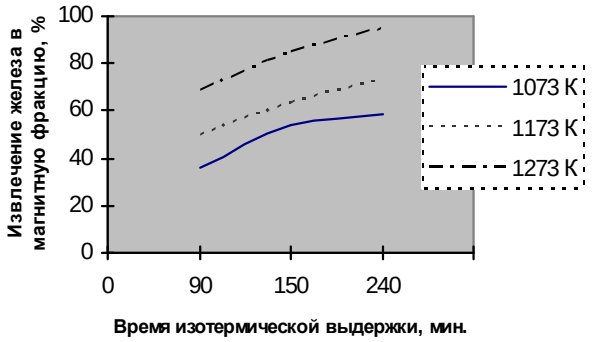


Рис. 2. Результаты лабораторных опытов

рис. 1 и 2.

Извлечение металлического железа в магнитную металлизованную фракцию из восстановленного гранулированного шлака КФП при расходе восстановителя 15% (уголь) в зависимости от температуры и времени изотермической выдержки при восстановлении.

Извлечение металлического железа в магнитную металлизованную фракцию из восстановленного гранулированного шлака ОП при расходе восстановителя 15% (уголь) в зависимости от температуры и времени изотермической выдержки при восстановлении.

Исходя из представленных данных можно сделать вывод о необходимости предварительного обжига перед низкотемпературным восстановлением шлака.

При этом огарок из обжиговой печи может подаваться в печь для восстановления в горячем виде, что существенно снизит суммарные энергозатраты. Наибольший интерес представляет совмещение технического окислительного обжига с хлоридовозгоночным обжигом, после которого может быть снижено содержание меди в шлаке в 5-10 раз, что позволило бы получить железо общего назначения с малым загрязнением по меди.

Список литературы:

1. Khasanov A.S., A.S.Atakhanov, F.R. Ismailova. The history of Uzbekistan's metal-lurgy and new technologic processes // Shanghai University of China Nation Republic. Papers of scientific seminar meeting or winner of "Istedod", 2005, December. – P. 30-32.

2. Санакулов К.С., Хасанов А.С. Переработка шлаков медного производства. – Ташкент: ФАН, 2007. – 256 с.

3. Атаханов А.С., Мусаев А.М., Абдукадыров А.А. Теоретический анализ термогравитации и результаты минералогических исследований продуктов обеднения // Горный вестник Узбекистана. – Навоий, 2005. -№ 4 (23),– С.76-77.

4. Снурников А.П. Комплексное использование минеральных ресурсов в цветной металлургии. – М.: Металлургия, 1986. – 384 с.

УДК 669+519.2

© Кажикенова С.Ш. 2009 г.

АНАЛИЗ КАЧЕСТВА ПРОДУКТОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПЕРЕДЕЛОВ ЦВЕТНОЙ МЕТАЛЛУРГИИ В КАЗАХСТАНЕ

Кажикенова С.Ш., доцент Карагандинского государственного технического университета, канд. техн. наук

Введение. Статья посвящена проблеме комплексного подхода к совершенствованию металлургических процессов. В качестве научной основы такого подхода рассмотрено устранение избыточной неопределенности в технологических операциях по степени их незавершенности и по недостаточному качеству получаемых продуктов. С этой целью предпринят анализ ряда процессов в металлургии цветных металлов на примере технологических операций Жезказганского (ЖГМК), Балхашского (БГМК) медеплавильных комбинатов, Усть-Каменогорского (УКЗС), Шымкентского (ШЗС) свинцовых заводов. При этом широко использовались различные методы исследования, в которых в равной степени учитывалась как строго детерминированная, так и случайная природа изучаемых процессов. В результате удалось найти единый критерий комплексной неопределенности всей группы процессов и связанный с этим критерием показатель комплексной завершенности данных процессов. Оба они непосредственно следуют из информационной энтропии Шеннона и допускают как раздельную, так и

комплексную оценку неопределенности и завершенности рассматриваемых процессов или качества продуктов. Это позволяет проводить обобщенный сравнительный анализ всех операций до и после усовершенствования либо сравнивать различные технологические схемы в целом (табл. 1-5, рис. 1-4).

Основная часть. Авторами [1] на основе анализа существующих энтропийно-информационных закономерностей, доказательства их математической корректности получены расчетные формулы для оценки технологической неопределенности и завершенности каждого передела и схемы в целом. В основу информационного анализа положено сопоставление структуры самоорганизующейся абстрактной иерархической системы по ее детерминированной, то есть информационной составляющей, с практической детерминацией технологических переделов по качеству промежуточного и конечного продуктов по мере перехода целевого компонента из сырья в товарный вид. Для энтропийно-информационных характеристик любых объектов широко используется статистическая формула Шеннона [2]:

$$H = -\sum_{i=1}^{N} p_i \log_2 p_i , \qquad (1)$$

где p_i – вероятность обнаружения элемента системы в их множестве N; $\sum_{i=1}^{N} p_i = 1$.

До опубликования созданной К. Шенноном теории Р. Хартли предложил определять количество информации по формуле [3]:

$$H_{n(\max)} = \log N_n = \log N_0^{k^n} = k^n \log N_0 , \qquad (2)$$

где $N_n = N_0^{k^n}$; n – число уровней; k – длина кода элементов системы.

В рассматриваемой нами технологической схеме $k = 2$ есть выборка из множества элементов – элемент и не элемент (в нашем случае медь или свинец и все остальные элементы в совокупности), тогда уравнение (2) примет вид:

$$H_{n(\max)} = 2^n \log N_0 = 2^n \log_2 2 = 2^n . \qquad (3)$$

В работе [1] рассчитаны степени детерминации и неустранимой стохастичности на каждом уровне технологической системы. Результаты расчета по новой модели информационно-энтропийных характеристик технологических переделов в иерархической системе приведены в табл. 1.

Рассмотрим применение данной формулы для оценки неопределенности качества продукта или технологического передела через неопределенность главного элемента системы. В качестве

Таблица 1

Расчетные информационно-энтропийные характеристики технологических переделов в иерархической системе для *k=2, N₀=2*

n	$I_n(d)$ бит/эл.	$H_{n(\max)}$ бит/эл.	$d_n = \frac{I_n(d)}{H_{n(\max)}}$	$I_{\sum_n}(d)$ бит/эл.	$H_{\sum_{n(\max)}}$ бит/эл.	$d_{\sum} = \frac{I_{\sum}(d)}{H_{\sum_{\max}}}$
0	0	1,0	0	0	1,0	0
1	1,00	2,0	0,50	1,00	3,0	0,33
2	3,33	4,0	0,83	4,33	7,0	0,62
3	7,67	8,0	0,96	12,0	15,0	0,80
4	15,9	16,0	0,99	27,9	31,0	0,90
5	32,0	32,0	1,0	59,8	63,0	0,95
6	64,0	64,0	1,0	124,0	127,0	0,98
7	128,0	128,0	1,0	252,0	255,0	0,99
8	256,0	256,0	1,0	508,0	511,0	0,99
9	512,0	512,0	1,0	1020,0	1023,0	0,998
10	1024,0	1024,0	1,0	2044,0	2047,0	0,999

вероятности обнаружения главного элемента технологической системы можно в первом приближении принять его содержание в продукте или извлечение в продукт, выраженное в долях единицы. Оба этих показателя – содержание и извлечение, могут быть в равной степени использованы для оценки неопределенности качества продукта или технологической операции. Тогда применительно к единственному контролируемому элементу системы обычные математические расчеты для выражения информационной неопределенности сводятся к следующему. Если p – вероятность обнаружения в продукте или перехода при извлечении контролируемого элемента, то неопределенность каждого из этих событий равна $\frac{1}{p}$. В нашем варианте оценки неопределенности поведения только одного элемента системы. Эта неопределенность выразится следующей формулой [4]:

$$H = \log_2 \frac{1}{p} = -\log_2 p = -\frac{\ln p}{\ln 2} .$$

Таблица 2

Информационная оценка по извлечению и содержанию технологических переделов медеплавильного производства на БГМК (плавка в жидкой ванне)

Технологические переделы	Показатели содержания α		Показатели извлечения β		$H_{\alpha\beta}$	$P_{\alpha\beta}$
	α	H_α, бит	β	H_β, бит		
Добыча	0,0100	6,6439	0,0100	6,6439	13,2878	0,0001
Обогащение	0,2050	2,2863	0,9500	0,0740	2,3603	0,1948
Плавка	0,3750	1,4150	0,9660	0,0499	1,4649	0,3623
Конвертирование	0,9850	0,0218	0,9435	0,0839	0,1057	0,9294
Огневое рафинирование	0,9920	0,0116	0,9870	0,0189	0,0305	0,9791
Электролитическое рафинирование	0,9999	0,0001	0,9999	0,0001	0,0002	0,9998
H_k, бит	-	10,3787	-	6,8707	17,2494	-
P_k, д.е.	0,0008	-	0,8545	-	-	$6{,}4181 \cdot 10^{-6}$

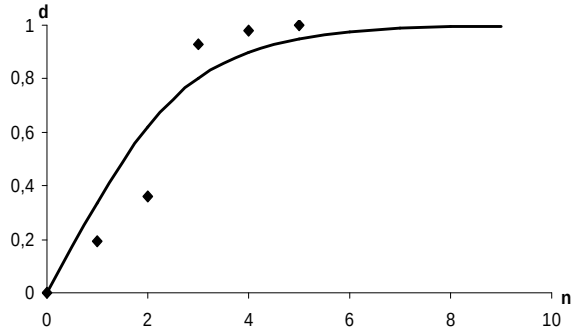


Рис. 1. Зависимость информационной оценки показателей по извлечению и содержанию от уровня технологической схемы производства меди на БГМК: n – номер уровня, d – детерминация, точки – практические данные

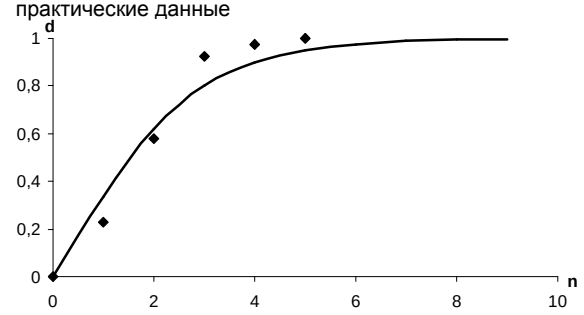


Рис. 2. Зависимость информационной оценки показателей по извлечению и содержанию от уровня технологической схемы производства меди на ЖГМК: n – номер уровня, d – детерминация, точки – практические данные

Для оценки комплексной неопределенности H_k ограничимся анализом полученных результатов с чисто технологической точки зрения, то есть по равноценности показателей содержания и извлечения для любых элементов, а в данном случае и по конкретным результатам, представленным в справочнике по металлургии цветных металлов [5].

Технологическую неопределенность различных операций в отношении различных элементов в пределах единой технологической схемы можно выразить комплексным показателем неопределенности:

$$H_k = \sum_{i=1}^{n} H_i \text{, бит.} \qquad (4)$$

Получив характеристику комплексной неопределенности технологической схемы H_k можно с помощью обращенной формулы (4) найти соответствующую ей характеристику комплексной определенности технологической схемы [4]:

$$p_k = \exp(-H_k \ln 2) = 2^{-H_k} \text{, д.е.} \qquad (5)$$

Рассмотрим применение данной формулы для оценки неопределенности качества продукта или технологического передела через неопределенность главного элемента системы. В качестве вероятности обнаружения главного элемента технологической системы можно в первом приближении принять его содержание в продукте, выраженное в долях единицы. Сопоставление расчетных данных по новой модели (табл. 1) с практическими данными технологии производства цветных металлов на примере меди проиллюстрируем графически в координатах n, d в соответствии с рис. 1. В сравнении справочных данных (табл. 2) технологической организации производства меди на БГМК с новой моделью (табл. 1, $d_{\sum_n}$) выявляется корреляция (R=0,942072, t_R=16,74784>2). В сравнении справочных данных (табл. 3) технологической организации производства меди на ЖГМК с новой моделью (табл. 1, $d_{\sum_n}$) выявляется корреляция (R=0,978691, t_R=46,42313>2). В сравнении справочных данных по извлечению и содержанию целевого компонента технологической организации производства свинца плавкой в жидкой ванне (табл. 4) с новой моделью (табл. 1, $d_{\sum_n}$) выявляется корреляция (R=0,990206, t_R=101,6059>2).

В сравнении справочных данных по извлечению и содержанию целевого компонента технологической организации производства свинца на УКЗС (табл. 5) с новой моделью (табл. 1, $d_{\sum_n}$) выявляется адекватная корреляция (R=0,990849, t_R=108,7752>2).

В результате проведенных исследований сложных технологических систем с точки зрения энтропийно-информационных закономерностей на основе строгих математических доказательств

Таблица 3

Информационная оценка по извлечению и содержанию технологических переделов медеплавильного производства на ЖГМК (электроплавка)

Технологические переделы	Показатели содержания α		Показатели извлечения β		$H_{\alpha\beta}$	$P_{\alpha\beta}$
	α	H_α, бит	β	H_β, бит		
Добыча	0,0100	6,6439	0,0100	6,6439	13,2878	0,0001
Обогащение	0,2400	2,0589	0,9610	0,0574	2,1163	0,2306
Плавка	0,5950	0,7490	0,9730	0,0395	0,7885	0,5789
Конвертирование	0,9750	0,0365	0,9470	0,0786	0,1151	0,9233
Огневое рафинирование	0,9930	0,0101	0,9810	0,0277	0,0378	0,9741
Электролитическое рафинирование	0,9999	0,0001	0,9999	0,0001	0,0002	0,9998
H_k, бит	-	9,4985	-	6,8472	16,3457	-
P_k, д.е.	0,0014	-	0,8686	-	-	$1{,}2007 \cdot 10^{-5}$

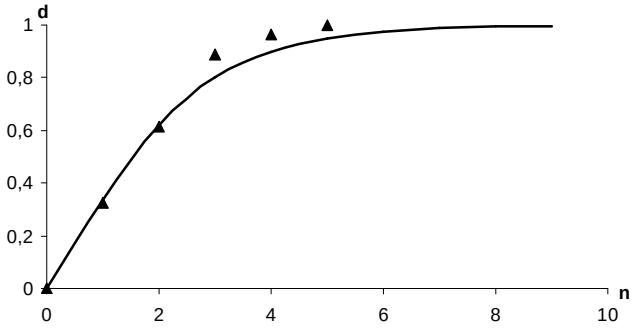


Рис. 3. Зависимость информационной оценки показателей по извлечению и содержанию от уровня технологической схемы производства свинца на ШЗС: n – номер уровня, d – детерминация, точки – практические данные

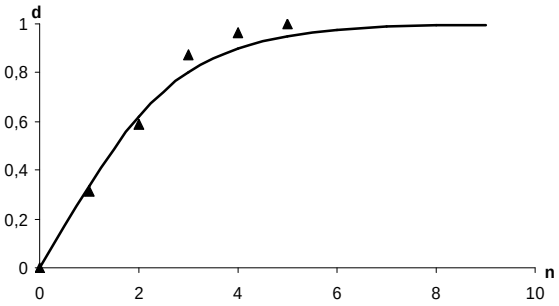


Рис. 4. Зависимость информационной оценки показателей по извлечению и содержанию от уровня технологической схемы производства свинца на УКЗС: n – номер уровня, d – детерминация, точки – практические данные

нами предложены расчетные формулы, устанавливающие единый критерий комплексной неопределенности всей системы процессов и, связанный с этим критерием, показатель комплексной завершенности данных процессов.

Показатели неопределенности и завершенности непосредственно следуют из информационной энтропии Шеннона, выражаются в единицах информации и устанавливают как индивидуальную, так и комплексную оценку неопределенности и завершенности рассматриваемых химико-металлургических процессов или качества передельных продуктов.

На этом основании можно сделать заключение о возможности использования разработанной нами модели в качестве единых информационных критериев для экспертной оценки конкурирующих схем на стадии выбора альтернативных как проектов, так и способов усовершенствования существующих технологий, что особенно важно в условиях рыночных отношений.

На основании проведенных исследований по способам плавки цветных металлов на примере производства меди и свинца нами установлены приоритетные автогенные процессы. Из всех способов осуществления реакционной свинцовой плавки КИВЦЭТ дает наилучшие технико-экономические показатели. Как показывает опыт развития металлургического производства, технология переработки медных, никелевых и некоторых свинцово-цинковых руд совершенствуется на базе автогенных процессов. Данный факт подтверждается приведенными в данной работе расчетами, полученными на основе информационной энтропии Шеннона.

Такова информационная оценка определенности реализации технологических схем, которая может быть использована для сравнения их состояния до и после усовершенствования наряду с базовой характеристикой комплексной неопределенности.

Выводы

1. Закон сохранения суммы информации и энтропии, сформулированный в середине XX в, пока что используется только для абстрактного анализа любых сложных систем, но не для конкретных процессов при реализации сложных химико-металлургических схем.

Между тем этот закон можно было бы применить для определения баланса по неопределенности и по завершенности технологических переделов или схемы в целом, то есть для информационного баланса любых производственных процессов.

В связи с этим на основе информационной энтропии Шеннона разработан метод объединения разрозненных до сих пор показателей по извлечению ценных компонентов и их содержанию в промпродуктах по переделам и в целом по технологической схеме с последующим применением этого метода для анализа и сравнительной оценки химико-металлургических производств.

2. На основе анализа существующих энтропийно-информационных закономерностей, дока-

Таблица 4

Информационная оценка по извлечению и содержанию технологических переделов производства свинца на ШЗС (плавка в жидкой ванне)

Технологические переделы	Показатели содержания α		Показатели извлечения β		$H_{\alpha\beta}$	$P_{\alpha\beta}$
	α	H_α, бит	β	H_β, бит		
Добыча	0,0200	5,6439	0,0008	10,2877	15,9316	$1{,}6\cdot10^{-5}$
Обогащение	0,3500	1,5146	0,9250	0,1125	1,6271	0,3238
Плавка	0,6425	0,6382	0,9540	0,0680	0,7062	0,6129
Конвертирование	0,9230	0,1156	0,9625	0,0551	0,1707	0,8884
Огневое рафинирование	0,9812	0,0274	0,9815	0,0269	0,0543	0,9631
Электролитическое рафинирование	0,9999	0,0001	0,9999	0,0001	0,0002	0,9998
H_k, бит	-	7,9398	-	10,5503	18,4901	-
P_k, д.е.	0,0041	-	0,0007	-	-	$2{,}7159\cdot10^{-6}$

Таблица 5

Информационная оценка по извлечению и содержанию технологических переделов производства свинца на УКЗС (КИВЦЭТ)

Технологические переделы	Показатели содержания α		Показатели извлечения β		$H_{\alpha\beta}$	$P_{\alpha\beta}$
	α	H_α, бит	β	H_β, бит		
Добыча	0,0200	5,6439	0,0008	10,2877	15,9316	$1{,}6\cdot10^{-5}$
Обогащение	0,3450	1,5353	0,9090	0,1377	1,6730	0,3136
Плавка	0,6215	0,6862	0,9440	0,0831	0,7693	0,5867
Конвертирование	0,9000	0,1520	0,9725	0,0402	0,1922	0,8753
Огневое рафинирование	0,9893	0,0155	0,9745	0,0373	0,0528	0,9641
Электролитическое рафинирование	0,9999	0,0001	0,9999	0,0001	0,0002	0,9998
H_k, бит	-	8,0330	-	10,5861	18,6191	-
P_k, д.е.	0,0038	-	0,0007	-	-	$2{,}4835\cdot10^{-6}$

зательства их математической корректности получены расчетные формулы для оценки технологической неопределенности и завершенности каждого передела и схемы в целом для типичных металлургических производств – металлургии меди и свинца. Предложены расчетные формулы для единого выражения степени извлечения и содержания ценного компонента по переделам и процедур их комбинирования по технологической схеме в целом.

3. Установлена корреляционная зависимость идеальной иерархической структуры сложных систем со структурой технологических схем реальных металлургических производств и дана сравнительная оценка технологической завершенности и совершенства металлургических процессов на примере производства цветных металлов.

4. В качестве основных инструментов комплексного энтропийно-информационного анализа различных металлургических процессов производства цветных металлов с целью их усовершенствования использован новый метод оценки комплексной неопределенности технологической схемы, позволяющий установить ее надежность на основе фундаментальных закономерностей теории информации. Полученные информационные формулы для расчета уровневой и комплексной неопределенности и завершенности технологических переделов и схем могут быть использованы не только в металлургической, но и в любой другой технологии.

Список литературы:

1. Кажикенова С. Ш. Информационные и энтропийные характеристики технологических операций // Материалы международной научно-практической конференции «Комплексная переработка минерального сырья», посвященной 50-летию ХМИ им Ж. Абишева и 15-летию НЦКПМС РК. – Караганда, 25-26 сентября 2008. – С. 421-424.

2. Шеннон К.Э. Математическая теория связи // Работы по теории информации и кибернетике. – М.: ИЛ, 1963. – С. 243-332.

3. Хартли Р. Передача информации / Теория информации и ее приложения. – М.: ИЛ, 1959. – С. 5-35.

4. Малышев В. П., Кажикенова С. Ш., Турдукожаева А. М. Обоснование информационной оценки качества технологических переделов и продуктов // Доклады НАН РК. – 2008. – № 6. – С. 62-65.

5. Гудима Н. В., Шейн Я. П. Краткий справочник по металлургии цветных металлов. – М.: Металлургия, 1975. – 536 с.

УДК 622.73

© Лагунова Ю.А., Жиганов П.А. 2009 г.

ОЦЕНКА ВЛИЯНИЯ ДРОБИЛЬНО-ПЕРЕГРУЗОЧНЫХ АГРЕГАТОВ НА ПОТОЧНОСТЬ ТРАНСПОРТНЫХ ПОТОКОВ КАРЬЕРОВ

Лагунова Ю.А., доцент Уральского государственного горного университета, канд. техн. наук; **Жиганов П.А.,** аспирант Уральского государственного горного университета

В обобщенном виде процесс добычи руды при цикличной и циклично-поточной технологиях представлен схемой (рис. 1). Основным критерием оценки схем, в том числе надежности согласованного взаимодействия технологического оборудования, может быть только заданный ритм работ, который выражен производительностью экскаватора, дробилки и транспорта.

Типовая схема характеризуется низким коэффициентом использования транспорта во времени из-за большого количества остановок при доставке руды электровозным и автомобильным транспортом, что приводит к необходимости иметь большое число забоев.

Схемы 1-2-3-31-4-41 и 1-2-3-32-4-42, обусловленные разрушением крупнокусковой руды и доставкой ее на борт карьера с помощью автомобильного и (или) железнодорожного транспорта, имеют недос-

таточно высокую производительность, и не обеспечивают равномерное перемещение рудной массы в карьере, а в некоторых случаях требуют обустройства перегрузочных пунктов, которые, в свою очередь, требуют дополнительного оборудования, затрат времени, рабочих единиц и площадей.

В схемах 1-2-3-31-4-43, 1-2-3-32-4-43 и 1-2-3-33-4-43 повышаются надежность и устойчивость работы по перемещению руды за счет конвейерной доставки, они полностью отвечают требованиям ЦПТ и базируются на механизации технологических процессов по непрерывному перемещению рудной массы при погрузке, дроблении и транспортировании на борт карьера при согласованных параметрах конструктивных элементов системы разработки и комплекса машин.

Оптимальные области применения вертикальных конвейеров, авто- и железнодорожного транспорта показаны на рис. 2.

Схема функционирования карьера показана на рис. 3.

Взаимодействие элементов системы разработки карьера и комплекса машин при циклично-поточной технологии основывается на построении математических моделей процессов, влияющих на конечный результат добычного цикла. Применительно к открытым разработкам такими подсистемами являются экскавация, дробление и транспортирование (рис. 3).

Для обеспечения надежности и согласования непрерывного перемещения руды на борт карьера важное место занимают оптимальное распределение уровней надежности между ее основными подсистемами, математическое описание их работы и функциональных связей между ними. Грузопоток руды x_1 на погрузке в дробильное устройство является случайной функцией управляющего воздействия Z_1 (плановая производительность экскаватора и т.п.) и описывается выражением: $x_1=f_1(Z_1)$. Грузопоток x_2, характеризующий подсистему «дробление», также можно считать функцией x_1 и управляющего воздействия Z_2: $x_2=f_2(x_1; Z_2)$. Грузопоток руды x_3 подсистемы «дробление» можно считать случайной функцией x_2 и управляющего воздействия Z_3: $x_3=f_3(x_2; Z_3)$, аналогичное воздействие в подсистеме «транспортирование». Установлено, что на грузопоток x_1 со стороны подсистемы «экскавация» действует помеха, обусловленная технологическими остановками, надежностью применяемых машин и др., $y_1 = f_1(x; Z_1)$, а на поток x_2 со стороны «дробления» – помеха $y_2 = f_2(x_1; Z_1; Z_2)$ и т.д. Поскольку возникновение отказов в сложных системах подчиняется экспоненциальному закону распределения, задача по определению вероятностей пребывания подсистем и системы в исправном состоянии в целом сводится к исследованию однородных дифференциальных уравнений с постоянными коэффициентами.

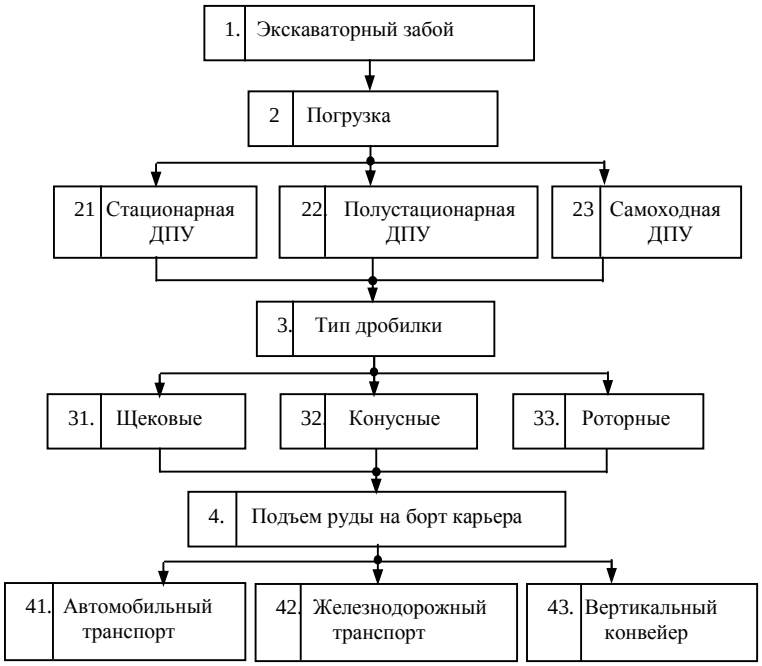


Рис. 1. Схема цикличной и циклично-поточной технологий

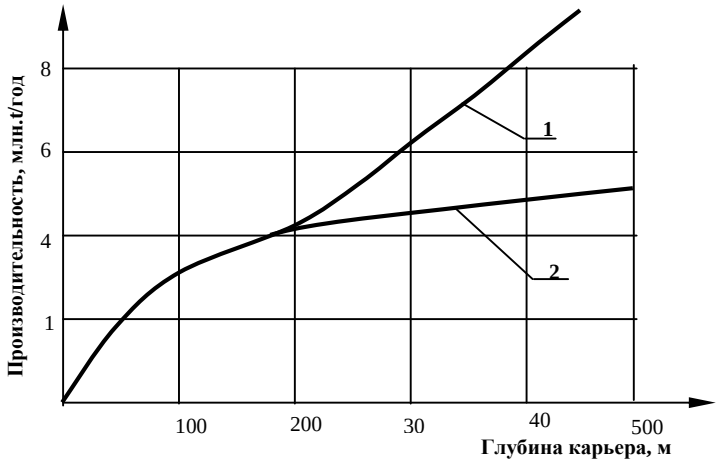


Рис. 2. Область использования различных видов транспорта: 1 – конвейерный; 2 – автомобильный и железнодорожный

Рис. 3. Схема функционирования карьера: $z_1..z_3$ – управляющее воздействие; $x_1..x_3$ – грузопоток руды; $y_1.y_3$ – помеха

Таблица

Значения коэффициента поточности при использовании различных дробилок в комплексе с экскаватором ЭКГ-5

Дробильное оборудование		Техническая производительность, t/h	Коэффициент поточности
наименование	производитель		
Конусные дробилки			
ККД-900/140	«ОМЗ», Россия	426	0,95
КСД-2200Гр		313	0,88
GP500S	Metso Mineral / Nordberg, Финлянд-ия	416	0,96
Щековые дробилки			
СМД-110А	«Дробмаш», Россия	236	0,84
806 HD	Sandvik Rock Processing, Финляндия	250	0,83
1206 HD		305	0,90
1208 HD		602	0,95

Интенсификация основных производственных процессов определяется согласованным функционированием отдельных подсистем технологии:

- в подсистеме «экскавация» применением современных карьерных и гидравлических экскаваторов с увеличенной высотой разгрузки и вместимостью ковша от 10 m^3, улучшающих подачу руды на дробление, и снижающих количество автотранспорта и время простоя экскаватора (при обычной схеме без ЦПТ);

- в подсистеме «дробление» использованием дробильно-перегрузочного агрегата, позволяющего осуществлять дробление горной массы непосредственно в карьере;

- в подсистеме «транспортирование» – вертикального конвейера с непрерывной погрузкой на борту карьера в авто-, железнодорожный транспорт или на магистральный конвейер для отправки на обогатительную фабрику.

Степень взаимного влияния элементов технологии определяется критерием поточности [1].

Поточность добычи руды на открытых горных работах (глубоких карьерах) может быть осуществлена при следующих условиях: экскавации с минимальным выходом негабарита; применении для доставки руды специального конвейерного транспорта; установке в карьере дробильно-перегрузочных стационарных, полустационарных или самоходных установок; использовании на борту карьера электровозного транспорта с непрерывной погрузкой и разгрузкой руды или магистральных конвейеров.

Критерий поточности определяется отношением эксплуатационной производительности комплекса (А) к технической (A_1):

$$K = \frac{A}{\min(A_1)}, \qquad (1)$$

где $\min(A_1)$ – минимальная техническая производительность одного из средств, входящих в комплекс (экскаватора, дробильно-перегрузочной установки, вертикального конвейера и др.).

Эксплуатационная производительность комплекса определяется по формуле:

$$A = Q\frac{n}{T}, \qquad (2)$$

где Q – количество руды, выданной за один цикл с момента включения комплекса до остановки, т:

$$Q = \frac{m}{N}, \qquad (3)$$

где m – условно приведенная масса руды, равная 1000 т;

N – число остановок за смену;

n – число циклов за рабочую смену:

$$n = \frac{T - T_1}{T_2}, \qquad (4)$$

где T – продолжительность рабочей смены, h;

T_1 – суммарное время простоя комплекса с учетом подготовительно-заключительных операций, регламентированных перерывов, ремонтных работ, организационно-технических причин, h;

T_2 – продолжительность одного цикла, h.

Продолжительность одного цикла складывается из времени работы комплекса и времени, затрачиваемого на экскавацию, дробление и транспортирование не дробленой руды на борт карьера:

$$T_2 = t_э + t_д + t_т \qquad (5)$$

где $t_э$ – время на экскавацию, h;

$t_д$ – время на дробление, h;

$t_т$ – время на транспортирование руды на борт карьера, h.

Техническая производительность комплекса определяется по формуле:

$$A_1 = A_э + \Sigma A_д + A_т, \qquad (6)$$

Техническая производительность карьерного экскаватора:

$$Aэ = 60 \cdot EK_н / T_ц K_р, \qquad (7)$$

где E – вместимость ковша экскаватора, m^3;

$K_н$ – коэффициент наполнения ковша;

$K_р$ – коэффициент разрыхления породы в ковше;

$T_ц$ – продолжительность рабочего цикла карьерного экскаватора, s.

Техническая производительность дробилок (щековых, конусных, роторных)

$$A_{д1} = 60\,\mu\,\gamma_н\,L\,S\,n\,d_{ср}\,\mathrm{ctg}\alpha, \qquad (8)$$

где μ – коэффициент разрыхления руды, μ=0,25…0,75;

$\gamma_н$ – насыпная плотность руды, t/m^3;

L – длина приемного отверстия, m;

S – ход подвижной щеки в плоскости выходной щели, m;

n – частота вращения эксцентрикового вала, об/мин;

$d_{ср}$ – средний размер куска в продукте, m;

α – угол захвата, α=18…22°.

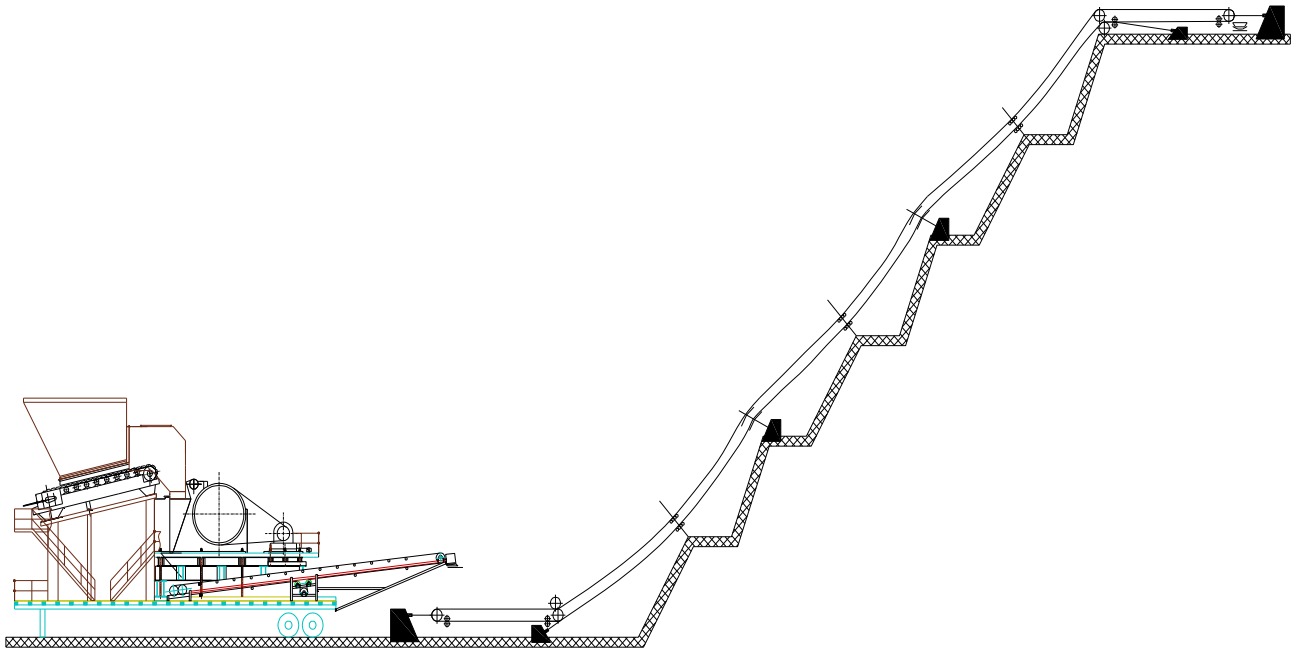


Рис. 4. Схема СДУ в составе ЦПТ

$$A_{д2}=340\ \mu\ \gamma_н\ e\ D_н\ A/(\mathrm{tg}\alpha_1+\mathrm{tg}\alpha_2), \qquad (9)$$

где e – эксцентриситет вала в плоскости выходной щели, m;

$D_н$ – диаметр нижнего основания неподвижного конуса, m;

A – ширина выходной щели в фазе раскрытия профилей (на открытой стороне), m;

α_1 – угол наклона образующей неподвижного конуса к вертикали, grad.;

α_2 – угол накона образующей подвижного конуса к вертикали на закрытой стороне, grad.;

$A_{д3}= 1390\ L_p D_p K_\beta K_D K_S K_\sigma / (v_p^m z^q)$,

где m=0,35; q = 0,5;

L_p, D_p – длина и диаметр ротора, m;

K_β – функция влияния угла β, K_β=1–0,49 $\sin\beta$+4,7 $\sin^2\beta$ при β=0…90°;

K_D – функция, характеризующая влияние крупности кусков исходного материала;

K_D=1–3,4D/D_p (при (D/D_p)≤0,2), K_D=0,3 (при 0,2<(D/D_p)<0,6);

K_S – функция характеризующая влияние выходной щели, K_S=1+1,9 (S/D_p);

K_σ – функция, характеризующая влияние физико-механических свойств дробимого материала:

$$K_\sigma=1–\sigma_p/(\rho_o D_p–700),$$

где σ_p – предел прочности при растяжении, MPa;

ρ_o – плотность разрушаемого материала, g/sm^3.

Техническая производительность вертикального конвейера составляет:

$$A_m = 3600 \cdot K_1 \cdot B_1^2 \cdot n_1 \cdot g\ , \qquad (11)$$

где K_1 – коэффициент, учитывающий форму груза на ковшах конвейера;

B_1 – ширина ковша, m;

v_1 – скорость цепи, m/s;

γ – насыпная плотность материала.

При автомобильном транспорте (40-42 t) годовая производительность составляет 183 тыс. t/год с коэффициентом поточности 0,168.

При конвейерном транспорте традиционного исполнения (ленточный) годовая производительность составляет 16 млн. t/год с коэффициентом поточности 0,234, а при оригинальном исполнении (вертикальный конвейер) производительность возрастает до 20 млн. t/год с коэффициентом поточности соответственно 0,263.

Проанализировав существующие технологические схемы ведения открытых работ, кафедра горных машин и комплексов Уральского государственного горного университета предлагает схему циклично-поточной технологии (ЦПТ) для условного месторождения, показанную на рис. 4, коэффициент поточности для дробилок различного класса приведен в табл.

Применяемое оборудование включает: экскаватор карьерный ЭКГ-10; бункер-питатель; щековую дробилку; перегружатель и вертикальный конвейер. Как показано на рис. 1 технологическое оборудование можно заменять, учитывая средний размер кусков, питания и продукта дробилки, а также производительности машин.

Список литературы:

1. Иофин С.Л., Шкарпетин В.В., Сергеев В.Е. Поточная технология добычи крепких руд. – М.: Недра, 1979. – 280 с.

УДК 621. 892

© Эгамбердиев И.П., Абдуазизов Н.А. Махмудов А.М. 2009 г.

ВИБРАЦИОННЫЕ МЕТОДЫ ИССЛЕДОВАНИЯ ТЕХНИЧЕСКОГО СОСТОЯНИЯ БУРОВЫХ СТАНКОВ

Эгамбердиев И.П., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук, **Абдуазизов Н.А.,** старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук, **Махмудов А.М.,** декан горного факультета НГГИ

Для определения технического состояния опорных узлов буровых станков с помощью технической диагностики разработана методика сбора и обработки информации, а также проведения экспериментальных исследований по выявлению эксплуатационных факторов на параметры вибрационного сигнала.

К задачам проведения исследований относилось установление зависимости вибрационного 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, учитывая эргодическое свойство случайных событий при обработке материала, записывались на прибор «АГАТ», позволяющий анализировать вибрацию. Измерения вибраций производились согласно блок – схемы (рис. 1), которая включает датчик, анализирующее устройство и компьютер.

Для изучения источников вибрации и определения их взаимодействия проводилось дифференцированные исследования уровня вибрации, генерируемой каждым из основных источников в отдельности и при их совместной работе.

Устанавливались эксплуатационные показатели квалиметрическим методом ранговой корреляции для определения технического состояния подшипников качения с помощью анализа вибрации [1, 2]. Для проведения ранжирования множества эксплуатационных показателей была составлена матрица рангов и определения наиболее значимых эксплуатационных показателей при проведении эксперимента. Построена гистограмма ранжирования.

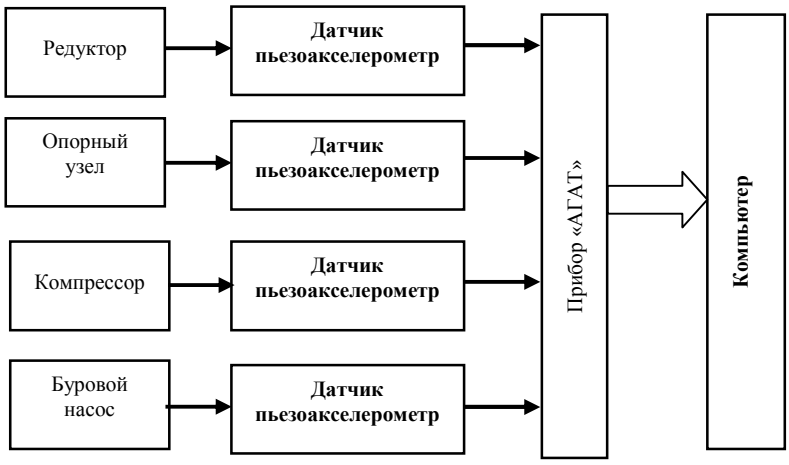


Рис. 1. Блок-схема аппаратуры для анализа вибрации

Определение наиболее существенных показателей производилось с помощью уровня значимости, который определяется по уравнению:

$$K_{зн} = \begin{cases} \dfrac{K_n}{K_1 + \dfrac{K_h \cdot h}{n}} & \begin{cases} при\ g\ \mathbf{f}\ 1 \\ при\ g\ \geq 1 \end{cases} \end{cases},$$

где h – число существенных факторов;

K_h – ранг h – го показателя, устанавливается в момент изменения g **p** 1 на g **f** 1;

g - пропорциональное отношение

$$g = \frac{\sum_{i=1}^{n} V_i}{\sum_{j=1}^{n} V_j};$$

V_i – вес i - го показателя.

Для подшипников качения уровень значимости определялся по формуле:

$$K_{зн} = K_1 + \frac{K_n \cdot h}{n} = 21{,}43 \cdot$$

Таким образом, к наиболее значимым показателям относятся те, уровень которых меньше или равен 21,43.

Для подшипников качения это: износ сепаратора, число оборотов, глубина бурения, вязкость масла.

Исследование проводилось на вращающихся узлах буровой машины: 1) головки бурового снаряда (двигатель, редуктор, опорный узел); 2) бурового насоса; 3) компрессора.

Необходимое и достаточное количество наблюдений 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, которое необходимо зарегистрировать при проведении наблюдений;

T – возможная величина наработки до достижения предельного состояния детали узла, час;

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 g и коэффициента точности d.

Величина g принимается обычно равной $g = 0{,}9 - 0{,}95$, а коэффициент d определяется по зависимости:

$$d = \frac{1}{1+V},$$

где V - 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 s^2 принимаем величину $s^2 = \frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}\left(x_i - \bar{x}\right)^2$.

Среднеквадратическое отклонение определяется по формуле:

$$s = \sqrt{\frac{1}{n-1}\sum_{i=1}^{n}\left(x_i - \bar{x}\right)^2} .$$

Определение границ диапазонов статистически возможных и статистически допустимых уровней вибрации возможно в заданных границах ограничения: верхняя граница - $X^{в}_{i,n_i} = x_{i_i} + K^{в}_{n} s$; нижняя граница - $X^{н}_{i,n_i} = x_{i_i} - K^{н}_{n} s$.

Большинство дефектов в подшипниках, возникающих в процессе их изготовления и эксплуатации, оказывают влияние на частотный спектр вибраций. Частоты, на которых эффективнее всего контролировать влияние условий эксплуатации лежат в диапазоне для виброскорости 10-1000 Hz, а для виброускорения 10-10000 Hz. На этих частотах влияние посторонних дефектов сказывается гораздо меньше, чем на других частотах.

Таким образом, влияние условий эксплуатации и дефектов подшипников на параметры общего уровня вибрации позволили выбрать амплитуду виброскорости (СКЗ) в частотном диапазоне F=4000 ÷ 10000 Hz (табл.) в качестве диагностического признака и для контроля их технического состояния.

Из рис. 2 видно, что амплитуды виброускорения зависят от частоты вращения бурового става и глубины бурения. Анализ экспериментальных данных показывает, что с увеличением длины става возрастают дисперсии D_A. Эти дисперсии возрастают, если частоту вращения долота увеличить до 120 об/мин$^{-1}$, это показано на рис. 3. Эксперимент показал, что форсирование режимов работы станка и увеличение глубины скважины приводят к росту динамики системы. Проведенное исследование на буровых станках показывает, отказ бурового оборудования зависит от величин их износа, глубина бурения, числа оборотов и вязкости масла [3-5].

Для установления количественных показателей этих зависимостей применен множественный корреляционно-регрессионный анализ, целью которого является:

- установление формы корреляционной связи, т.е. вида функции регрессии (линейной, параболической, гиперболической и т.д.);
- оценка тесноты корреляционной связи.

Для подшипников качения в качестве независимых переменных приняты: величина износа сепаратора (*S, mm*), глубина бурения (*L, m*), число оборотов (*N, об/мин*), вязкость масла (n_{ecm}).

В качестве зависимой переменной принята амплитуда виброакустического сигнала (*A* дБ).

Для подшипников качения необходимо устано-

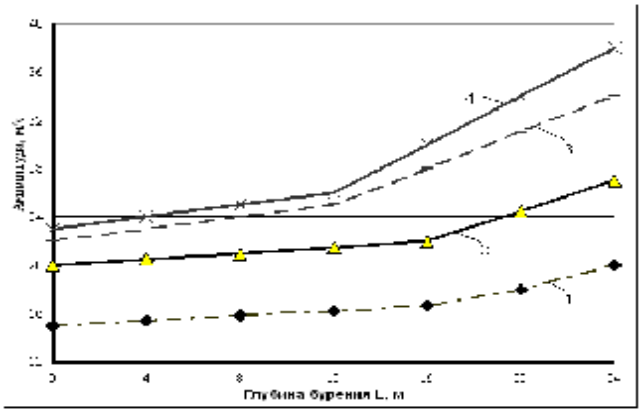


Рис. 2. Зависимость виброускорения от глубины бурения: 1 – n=60 об/мин, вращатель; 2 - n=60 об/мин, опорный узел; 3 - n=120 об/мин, вращатель; 4 - n=120 об/мин, опорный узел

Таблица

Значения СКЗ виброакустического сигнала подшипников

Вращающиеся узлы	Частотный диапазон Hz	Виброскорость подшипника качения, mm/s	
		min	max
Вращатель	6000 - 8000	0,615	3,25
Опорный узел	4000 - 6000	0,524	2,87
Компрессор	8000 - 10000	3,652	9,88
Насос	8000 - 10000	3,854	11,24

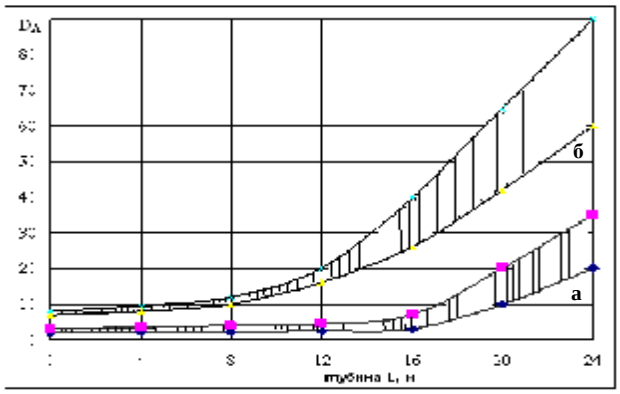


Рис. 3. Зависимости дисперсии D_A для опорного узла от глубины бурения и режимов работы станка: а – 60 об/мин; б – 120 об/мин

вить зависимость:

$$A = (S, L, N, n).$$

Для установления вида корреляционной связи принята гипотеза о наличии множественной линейной корреляции.

Уравнение регрессии в этом случае будет иметь вид:

$$У = a_0 + в_1 \cdot x_1 + в_2 \cdot x_2 + в_3 \cdot x_3 + в_4 \cdot x_4,$$

где $У, \ldots x_1, \ldots, x_n$ – наблюдаемые значения величин; $У,..$ – зависимые переменные; $x_1, \ldots, x_n$ – независимые переменные; $a_0, в_1, \ldots, в_n$, – чистые коэффициенты регрессии.

На основании проведенного исследования и результатов вычисления показателей множественной корреляции для подшипников качения на буровых станках, получены уравнения регрессии амплитуды вибрации:

$$A = 12{,}57 + 18{,}75S + 0{,}082L + 0{,}002N - 0{,}018n.$$

Анализ проведенных экспериментальных и теоретических исследований показывает, что на уровень вибрации подшипников качения существенное влияние оказывает величина износа, глубина бурения, число оборотов, но не менее существенное влияние оказывает и вязкость масла.

Анализ полученных экспериментальных данных позволяет сделать выводы, связанные с установлением первоочередных задач исследований:

1. При бурении глубиной более 12 m наблюдается резкое увеличение виброакустического сигнала и дисперсии, которое приводит к интенсивности отказов оборудования.

2. Параметры виброакустического сигнала (виброскорость и виброускорение) можно принять как режим обязательного контроля при оценке технического состояния вращающихся узлов.

3. Установлен частотный диапазон (вращатель - 6-8 kHz, опорный узел – 4-6 kHz, компрессор и насос – 8-10 kHz), в котором наблюдалось наиболее интенсивное изменение мощности вибросигнала, которое позволяет судить о возможных причинах повышения виброактивности: в результате перекоса ротора, износа в подшипниковых узлах, увеличения дисбаланса в компрессорной установке, ухудшения состояния смазки, износа зубчатых передач и т.д.

4. Измерение и анализ спектра огибающей формы сигнала позволяет установить диагностические признаки развития дефектов на элементах подшипника (сепаратор, внутреннее и наружное кольца, тела качения).

Список литературы:

1. *Крагельский И.В. и др. Основы расчетов на трение и износ. М.: «Машиностроение», 1977. – 526 с.*
2. *Кантович Л.И., Дмитриев В.Н. Статика и динамика буровых шарошечных станков. М: «Недра», 1984, 200 с.*
3. *Бабаев С.Г. Надежность и долговечность бурового оборудования. М: «Недра», 1974, 184 с.*
4. *Дж. Бендат, А. Пирсол. Применения корреляционного и спектрального анализа. Пер. с англ. – М.: Мир, 1983. – 312 с.*
5. *М.Буш, В.Плачи и др. Техническое обслуживание и экспертная система диагностики аварий / Пер. ст. из журн. Travail et Methods.-1987. №452.*

УДК 621. 892

© Абдуазизов Н.А., Эгамбердиев И.П., Худайбердиев Ш.М. 2009 г.

АНАЛИЗ РАБОТЫ СОВРЕМЕННЫХ КАРЬЕРНЫХ КОМБАЙНОВ

Абдуазизов Н.А., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; **Эгамбердиев И.П.,** старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; **Худайбердиев Ш.М.,** старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

Технология выемки полезных ископаемых на современных карьерах основана на применении вскрышных и добычных машин большой единичной мощности. Производительность этих машин постоянно наращивают путем увеличения конструктивных элементов без изменения их принципа работы. Например, производительность экскаваторов, основного выемочного оборудования карьеров, наращивают путем увеличения вместимости ковшей, длин рукоятей и стрел при нелинейном увлечении их га-

баритов, массы и энерговооруженности. Однако в настоящее время эти машины достигли такого технического уровня, при котором возможности их дальнейшего развития стали близки к предельным.

Сопоставительный анализ различных видов карьерного оборудования, (рис. 1, *а*) с учетом его основных параметров (массы – G, установленной мощности силовой установки – $N_{уст}$, теоретической производительности - $П_{теор}$) выполненный по критериям: $N_{уст}/П_{теор}$, (kW h/m^3); $N_{уст}/G$, (kW t/t) свидетельствует, что энерговооруженность в зависимости от массы можно характеризовать соотношениями. Наименьшую энерговооруженность (kW t/t) имеют роторные экскаваторы, карьерные мехлопаты и компактные роторные экскаваторы, причем для традиционных роторных экскаваторов этот показатель имеет тенденцию к снижению при увеличении массы, которая у этих машин растет быстрее остальных показателей. Все эти виды оборудования почти в два раза уступают карьерным гидравлическим экскаваторам, у которых данный показатель выше. Самую высокую по энерговооруженности группу машин составляют карьерные комбайны.

Энергоемкость, равная отношению установленной мощности привода рабочего органа к его паспортной производительности, характеризует удельное усилие выемки породы. Зависимость этого показателя от массы оборудования (рис. 1, *б*) свидетельствует, что более высокие усилия обеспечиваются гидравлическими экскаваторами. Наконец, машины послойного фрезерования - карьерные комбайны могут обеспечивать самые высокие удельные усилия при номинальной производительности по сравнению со всеми остальными видами выемочно-погрузочной техники [1-3].

Таким образом, анализ представленных зависимостей позволяет сделать вывод о широких перспективах применения гидрофицированного компактного и мобильного оборудования, являющегося наиболее универсальным и охватывающим широкий спектр горно-геологических и климатических условий эксплуатации. Подтверждается необходимость более широкого внедрения гидравлических экскаваторов, поскольку они превосходят по всем показателям технического уровня мехлопаты, особенно при ведении горных работ с рыхлением породы взрывом (экскавация из навала). Гидравлические компактные роторные экскаваторы в сопоставимых горно-геологических и климатических условиях оказываются эффективнее роторных экскаваторов традиционного исполнения. Карьерные комбайны, имеющие роторный рабочий орган, по условиям применения находятся ближе к компактным роторным экскаваторам, хотя и превосходят последние по удельной производительности, в то время как машины с фрезерным рабочим органом могут с успехом разрабатывать достаточно крепкие породы без предварительного проведения буровзрывных работ, обеспечивая высокую эксплуатационную производительность.

Одновременно при отработке полезного ископаемого выемка без потери качества невозможна, в результате чего при традиционной технологии в процессе подсчета запасов слои потенциально полезного ископаемого относятся к низшему сорту или вообще считаются некондиционными. При этом ограниченные возможности раздельной выемки тонких породных слоев приводят к валовой отработке сложных в структурном отношении месторождений или отработке с невысокой глубиной селекции, сопровождающейся значительным повышением потерь и разубожевания.

Создание и внедрение на открытых разработках нового поколения машин, обеспечивающих замену традиционной технологии с применением БВР при разработке скальных и полускальных пород на безвзрывную, является прогрессивным направлением в совершенствовании выемочно-погрузочных работ [1].

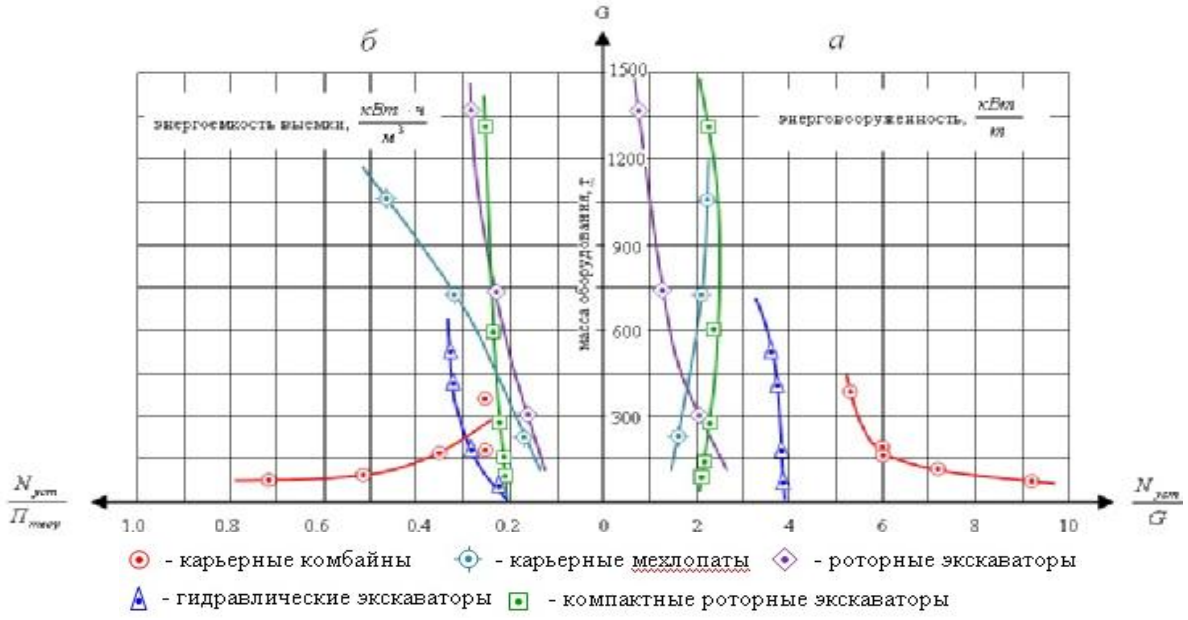


Рис. 1. Зависимость: энерговооруженности (а) и энергоемкости (б) выемки породы от массы оборудования

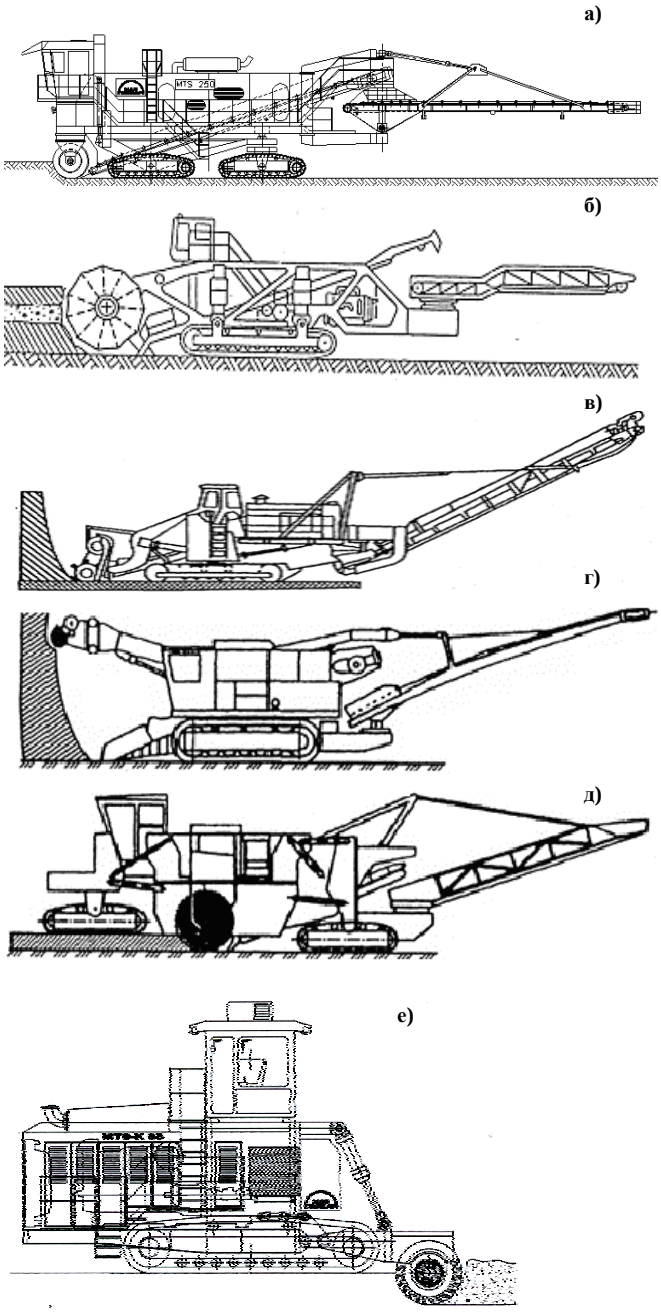


Рис. 2. Принципиальные конструктивные схемы карьерных комбайнов: а – MTS; б – KSM; в – CME; г – VASM; д – WSM; е – MTS - C

В конце 70-х, начале 80-х гг. за рубежом заметно возрос интерес к оборудованию, позволяющему достичь высокой производительности и поточности и базирующемуся на принципах безвзрывного разрушения массива пород, обеспечивающему технологические процессы отделения от массива, дробления и погрузки горной массы. В результате исследовательских и опытно-конструкторских работ, проведенных рядом машиностроительных фирм США, Германии и Австрии, были разработаны и изготовлены промышленные образцы карьерных комбайнов различных типов для открытых горных работ.

На основе опыта проектирования и эксплуатации шахтных добычных и проходческих комбайнов, а также оборудования для дорожного и аэродромного строительства был разработан ряд образцов комбайнов непрерывного действия для открытой разработки месторождений методом послойного фрезерования (такие комбайны получили название «Continuous Surface Miner», или сокращенно CSM) и многослойного фрезерования (стреловые комбайны).

Первые комбайны CSM появились на рынке в начале 80-х гг. прошлого столетия. Несколько позже были созданы комбайны с роторным рабочим органом ковшового типа серии «Satterwhite Wheel» и струговым рабочим органом. Накоплен достаточно большой опыт практического применения различных моделей комбайнов на карьерах строительных материалов, угольных, фосфоритовых, бокситовых и гипсовых, при разработке вскрышных пород в США, Австралии, Канаде, Бразилии, ЮАР, Франции, Испании, Италии.

Технология отработки породного массива формирует целый комплекс предпосылок для достижения экологической чистоты и повышения эффективности открытых горных работ, что обосновывается следующими факторами:

- возможностью управления параметрами отрабатываемых уступов в изменяющейся горнотехнической обстановке, поскольку при послойно-полосовой технологии производства горных работ высота уступа и ширина заходки не зависят от линейных параметров экскавационной машины типа «Surface Miner» (SM);
- возможностью безвзрывной отработки горного массива, представленного весьма крепкими породами, позволяющей сократить эксплуатационные издержки, обусловленные необходимостью проведения буровзрывных работ при использовании традиционной выемочно-погрузочной техники, и минимизировать вредное воздействие на окружающую среду;
- сопряженная работа машин типа SM и перегружателей непрерывного действия различной модификации создает условия для формирования технологических схем с полной конвейеризацией транспорта, что особенно важно для повышения эффективности функционирования глубоких карьеров с большими грузопотоками горной массы.

В настоящее время подобная техника производится только фирмами на машиностроительных заводах Германии, США, Англии, Австрии, Японии, Швеции. Принципиальные конструктивные схемы карьерных комбайнов предусматривают несколько вариантов расположения рабочего органа:

- в передней части машины - это комбайны типа SM, изготовитель фирма «MAN TAKRAF» (рис. 2, *а*) и типа CSM-модель, изготовитель фирма «Krupp» (рис. 2, *б*);
- с консольным расположением рабочего органа на раме, вынесенного на стрелу совместно - это комбайны, изготовитель фирма «RAHCO» (рис. 2, *в*) или раздельно от приемного конвейера, изготовитель

фирма «Voest Alpine» (рис. 2, *г*);

- на раме по центру карьерного комбайна типа SM-, изготовитель фирма «Wirtgen» (рис. 2, *д*);

- в задней части карьерного комбайна типа SM-, изготовитель фирма «MAN TAKRAF» (рис. 2, *е*).

При работе карьерных комбайнов всех выше перечисленных типов забоем является поверхность площадки уступа. В отличие от роторных и одноковшовых экскаваторов, которые выемку породы осуществляет с одного места стояния. Комбайн послойной выемки породы представляет собой мобильное устройство с высокой скоростью движения. Эти машины рационально применять на любых относительно больших по площади месторождениях. При небольшой площади отработки производительность комбайна снижается из-за потерь времени на маневровые операции (разворот и переезд к следующей заходке). Наибольшую эффективность показали карьерные комбайны непрерывного действия с центральным и передним расположением рабочего органа, обеспечивающие послойную выемку пород с прочностью до 50-150 MPa.

Сегодня фирма «MAN TAKRAF» выпускает два типа комбайнов - фрезерные серии MTS и компактные серии MTS-C, которые предназначены для открытой разработки пород прочностью до 50 MPa (известняк, бокситы, фосфориты, крепкий бурый уголь, каменный уголь, соли, глины и другие твердые осадочные породы) послойным фрезерованием без предварительного взрывания и первичного дробления, с применением поточной технологии и селективной выемки полезного ископаемого. Все комбайны имеют модульную конструкцию, включающую ходовую часть с гусеничными тележками, шнекофрезерный рабочий орган с опорной рамой, дизель-гидравлическую силовую установку, эргономичную кабину управления с системами кондиционирования и видеоинформации. Комбайны могут оборудоваться системой распознавания границ слоев, глобальной системой навигации и определения положения (GPS), системами радиотелеуправления и пылеподавления. В настоящее время выпускаются 11 моделей комбайнов базовых серий MTS и MTS-C. Исполнительный орган роторного типа, оснащен фрезами армированными резцами округлой формы.

Вывод

Сопоставительный анализ параметров силовых установок различных видов карьерного оборудования свидетельствует, что наименьшую энерговооруженность (kW t/t) имеют роторные экскаваторы, карьерные мехлопаты и компактные роторные экскаваторы, причем для традиционных роторных экскаваторов этот показатель имеет тенденцию к снижению при увеличении их линейных размеров (массы). В свою очередь, они почти в два раза уступают карьерным гидравлическим экскаваторам, в то время как самую высокую энерговооруженность имеют карьерные комбайны, способные обеспечивать самые высокие удельные усилия при номинальной производительности по сравнению со всеми остальными видами выемочно-погрузочного карьерного оборудования.

Список литературы:

1. Супрун В. И. и др. Перспективная техника и технология для производства открытых горных работ. Учебное пособие, М.: МГГУ 1996, 222 с, с ил.

2. Штейнцайг Р. М. Фрезерные комбайны – эффективное оборудование для открытой разработки скальных пород. Мировая горная промышленность 2004-2005: история достижения, перспективы. – М.: НТЦ «Горное дело» , 2005, С296-318.

3. Абдуазизов Н. А. Опыт современного состояния и перспективы развития конструкции карьерных гидравлических экскаваторов., Сборник научных трудов студентов магистратуры МГГУ. Вып. 3/Под. Ред. Д. чл. РАЕН, докт. тех. наук, проф. Б. И. Федунца. – М.: Изд. МГГУ, 2002. С 261-264.

УДК 622.022

© Атакулов Л.Н., Абдуазизов Н.А., Курбонов Ф.А. 2009 г.

СРАВНИТЕЛЬНЫЙ АНАЛИЗ МЕТОДОВ ОПРЕДЕЛЕНИЯ РАДИУСА ПЕРЕХОДНОГО УЧАСТКА ЗАГРУЗОЧНОГО УЗЛА КРУТОНАКЛОННОГО КОНВЕЙЕРА С ПРИЖИМНОЙ ЛЕНТОЙ

Атакулов Л.Н., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; **Абдуазизов Н.А.,** старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук, **Курбонов Ф.А.,** ассистент кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

Принципиальная схема крутонаклонного конвейера с прижимной лентой состоит, как правило, из горизонтальных или слабонаклонных загрузочного и разгрузочного участков, крутонаклонного участка и двух переходных – нижнего (от загрузочного участка к крутонаклонному) и верхнего (от крутонаклонного к разгрузочному).

На загрузочной переходной кривой груз удерживается только силой прижатия грузонесущей ленты (которая в этом случае снимается с поддер-

живающих ее трехроликовых опор) к прижимной ленте (на которой зеркально устанавливаются трехроликовые опоры). На крутонаклонном участке конвейера грузовая ветвь вновь опирается на поддерживающие роликоопоры, и груз на ней удерживается давлением прижимной ленты и прижимных модулей, состоящих из нескольких прижимных роликов, расположенных определенным образом друг относительно друга. Переходной разгрузочный участок горная масса проходит аналогично (рис. 1-5).

Обзор литературных источников показал, что при определении радиуса переходной кривой в основном пользуются методами, применяемыми для упругих балок [1-3].

Глубина и ширина желоба ленты значительно меньше длины переходной кривой, поддерживающие роликоопоры расположены близко друг к другу (расстояние между осями роликоопор несколько превышает диаметр ролика), поэтому можно считать, что нейтральная ось поперечного сечения конвейера изогнута по радиусу (рис. 1). Учет совместного действия изгибающего момента $M=\frac{EI}{R}$ (E-модуль упругости ленты, I- момент инерции поперечного сечения ленты, R-радиус переходной кривой) и растягивающих усилий (натяжение на криволинейном участке $S_{кр}$) позволяет получить величины нормальных напряжений.

Как можно видеть, грузонесущая лента при движении с грузом находится под действием изгиба в зоне растягивающих усилий, а прижимная – частично в сжимающих (в средней части), частично – в растягивающих (по краям). Так как натяжения лент на участках загрузки значительно меньше (максимальных) рабочих, опасности перенапряжения грузонесущей ленты в этом режиме, очевидно, нет. Лимитирующим условием для обоснования радиуса переходной кривой могут явиться только напряжения сжатия в прижимной ленте.

В режиме пуска или остановки конвейера (без груза), а также в порожнем режиме грузонесущая лента на криволинейном участке под действием натяжения с усилием прижимается к прижимной ленте и так же как последняя может подвергаться – сжимающим (в средней части), и растягивающим (по краям) напряжениям. Более того, верхние и нижние слои ленты могут испытывать разнонаправленные усилия.

Для предотвращения перенапряжений в ленте суммарная нагрузка от изгиба и растяжения не должна превышать рабочую (максимальную, S_{max}) и быть меньше определенного минимума.

По данным публикаций [4, 5], чтобы избежать перехода ленты в зону отсутствия натяжения или даже в зону сжатия, минимальное натяжение устанавливается равным *5 H/mm* ширины ленты (S_{min}).

Описанный метод определения переходного радиуса предполагает ряд допущений, которые, по нашему мнению, могут существенно исказить реальное напряженное состояние конвейерной ленты.

Во-первых, поперечная конфигурация лент принята строго по форме роликоопоры, с чем нельзя согласиться, т.к. лента имеет определенную жесткость в поперечном направлении и не может точно повторять форму роликоопоры, особенно в местах изгиба.

Во-вторых, на переходном участке конвейера ленты изогнуты не только в продольном, но и в поперечном направлении, что вызывает дополнительные напряжения, суммирующиеся с продольными.

В-третьих, в расчете лента принята как изотропное тело, в действительности она ортотропна, причем у лент одной прочности, имеющих один и тот же продольный модуль, могут быть разные поперечные модули.

Таким образом, рассмотренный выше подход не охватывает всего многообразия ситуаций. Решение таких задач аналитическим способом достаточно трудоемко и требует некоторых допущений способных исказить общую картину сил и напряжений, действующих на ленты.

Одним из эффективных методов решения та-

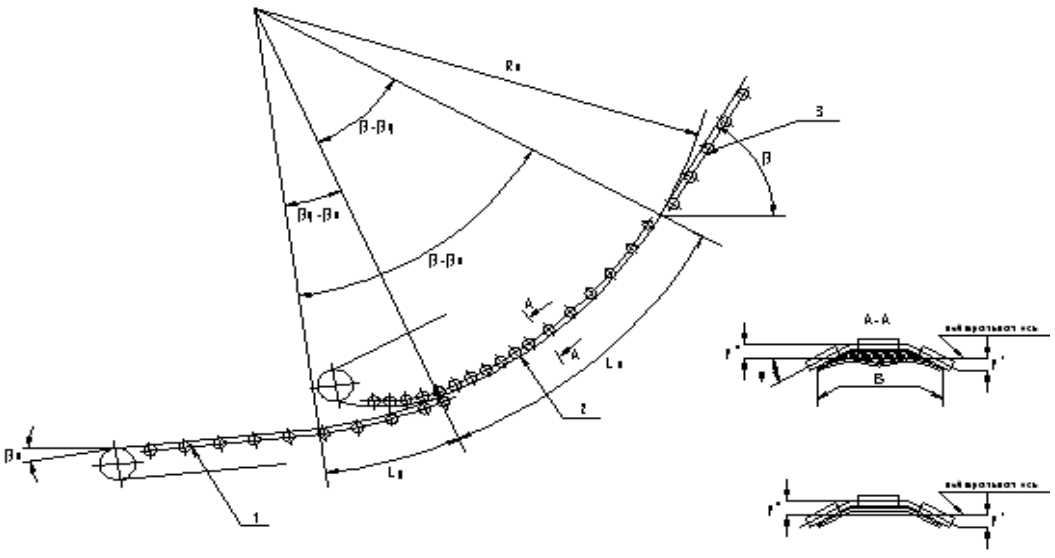


Рис. 1. Схема загрузочного узла конвейера: 1 – слабонаклонная часть, 2 – переходной участок, 3 – крутонаклонный участок

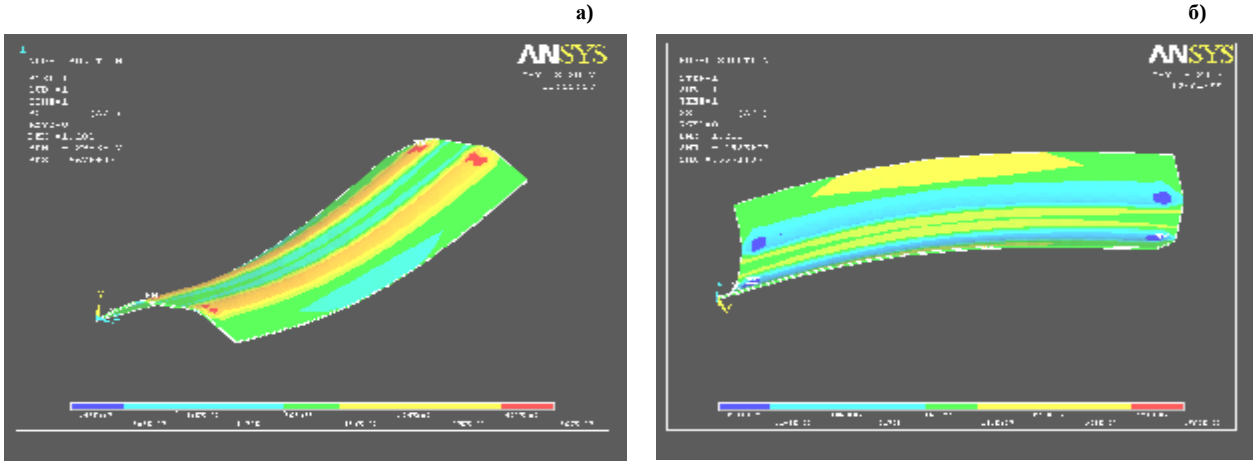


Рис. 2. Напряжения конвейерной ленты с натяжением 25 kN: а) на внутренней стороне кривой переходного участка радиусом 25 m и б) на внешней стороне кривой переходного участка радиусом 25 m

ких задач можно считать моделирование напряженно-деформированного состояния ленты с использованием методов и программного обеспечения конечно-элементного анализа и рассмотрение напряженного состояния лент на переходном участке крутонаклонного конвейера с прижимной лентой в программном комплексе ANSIS.

Для конвейера, имеющего производительность Q=2000 t/h, транспортирующего насыпной груз плотностью g *=1,9 t/m*^{3} под углом подъема b *=43°* на высоту *H=100 m*, по разработанным в системе *Mathcad* программам «Определение параметров крутонаклонного конвейера с прижимной лентой» и «Определение радиуса переходного участка крутонаклонного конвейера с прижимной лентой» были определены основные параметры и радиусы переходного участка [6]. Как показали расчеты, лимитирующими являются радиусы переходного участка грузонесущей ленты, определенные из условия предотвращения минимальных напряжений в ленте.

Для перечисленных параметров конвейера расчетный радиус переходного участка составил примерно *25 m* (длина переходного участка - *20 m*) при натяжении на переходном участке 25 kN. В соответствии с полученными данными была построена геометрическая модель ленты и в соответствии с конфигурацией ленты и условиями ее движения были заданы возможные перемещения ленты. Модель ленты - ортотропная, так как нормальные деформации ленты различны по направлениям *x* и *y*.

Для конкретных значений плотности ленты, модулей упругости, толщины и коэффициента Пуассона получено напряженное состояние ленты.

Модули упругости ленты в поперечном и продольном направлениях были определены экспериментально для ленты соответствующей прочности, числа прокладок и толщины.

На рис. 2, а показана картина напряжений на внутренней, а на рис. 2, б - на внешней стороне переходного участка конвейерной ленты, изогнутой по радиусу в 25 m и натяжении 25 kN. Цвета рисунка соответствуют определенным напряжениям в *Pa* согласно приведенной шкале.

На рис. 2, а видно, что напряжения на внутренней стороне переходного участка конвейерной ленты (края и средняя части ленты) имеют зоны напряжения сжатия (светло голубой цвет), что, как уже было сказано, недопустимо. Напряжения на внешней стороне переходного участка конвейерной ленты, рис. 2, б, также имеют ярко выраженные зоны сжатия в средней части (синий, голубой и светло голубой цвета) по величине напряжений почти в 2 раза большие, чем на внутренней стороне участка.

Только зоны, отмеченные зеленым тоном, имеют напряжения, превышающие напряжения в ленте, натянутой усилием S_{min} (σ=353 kN/m^2).

Рассмотрение распределения натяжений по толщине ленты на участках (1- край ленты, 2 – криволинейный участок, 3 – средняя часть ленты) показывает (рис. 3), что края ленты практически по

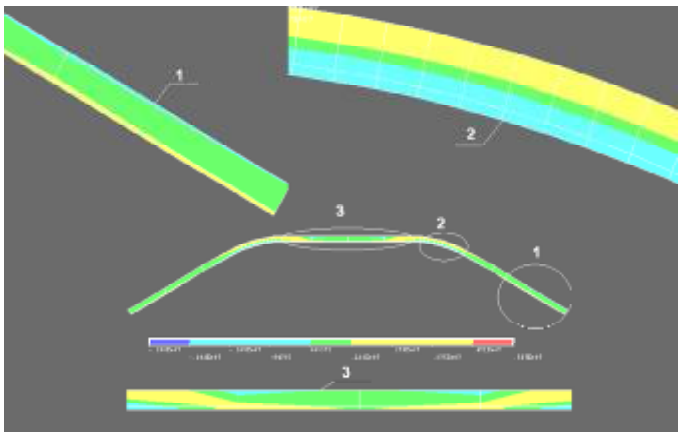


Рис. 3. Напряжения по поперечному сечению ленты при натяжении 25 kN при радиусе переходного участка 25 m

а) б)

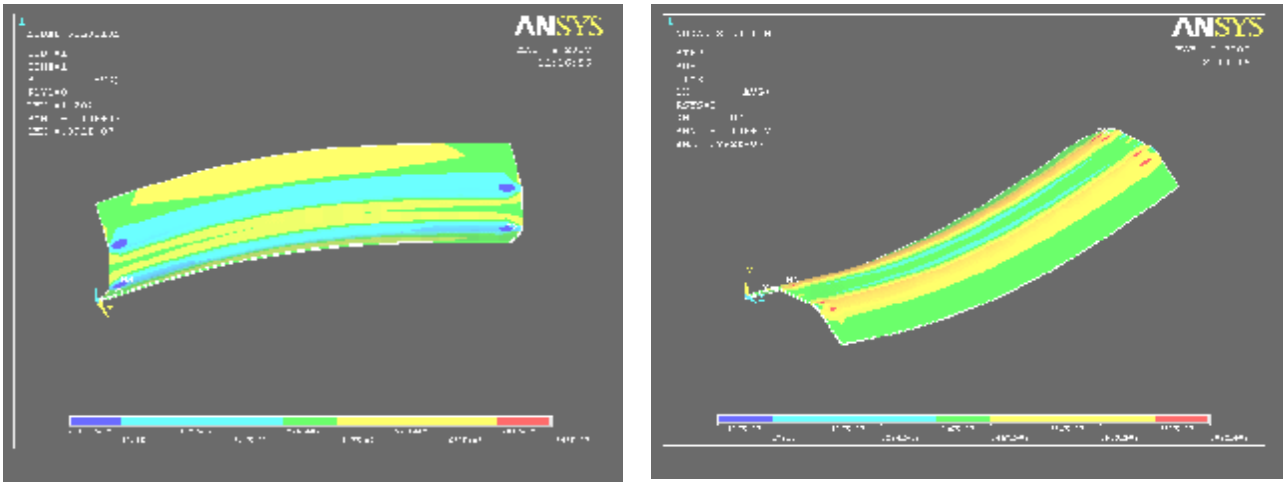


Рис. 4. Напряжения конвейерной ленты с натяжением 50 kN: на внутренней стороне кривой переходного участка радиусом 25 m и б) на внешней стороне кривой переходного участка радиусом 25 m

всей толщине испытывают напряжения растяжения (более чем вдвое превышающие обозначенный минимум), за исключением узкой верхней полосы размером от долей миллиметра до 2 mm (голубая гамма цветов), где волокна ленты сжаты (σ=-2020 kN/m^2). На 2-м участке, основная часть которого изогнута в поперечном направлении по радиусу размером 8 mm, напряжения в ленте по толщине опять-таки плавно меняются от сжимающих на внутренней поверхности ленты (σ=-2020 kN/m^2) до растягивающих (σ=3750 kN/m^2) на внешнем. Доля растягивающих напряжений, превышающих минимально допустимые, составляет примерно 70%.

На 3-м участке ленты также существуют зоны, в которых имеются напряжения сжатия, недопустимые для ленты. Таким образом, на основании анализа напряжения в ленте можно сделать вывод, что полученная расчетом величина радиуса переходной кривой, не обеспечивает повсеместное отсутствие перенапряжений в ленте.

Избежать напряжений меньших допустимых, очевидно, можно несколькими способами:

Во-первых, увеличением натяжения на переходном участке. Увеличение натяжения на переходном участке повлечет за собой, естественно, увеличение натяжения всей ленты.

Поэтому такой способ изменения напряженного состояния целесообразно применять, если лента имеет запас прочности несколько больше номинального. В противном случае необходимо принимать другую ленту, то есть решать другую задачу.

Во-вторых, можно увеличить радиус переходной кривой, что приведет к увеличению длины переходного участка.

В-третьих, возможна комбинация этих двух способов: увеличение натяжения на переходном участке в пределах, допускаемых прочностью ленты, и (если этого будет недостаточно) дальнейшее увеличение радиуса переходной кривой.

Нами было исследовано напряженное состояние ленты при дискретном увеличении натяжения на переходном участке до 50 kN. Картина распределения напряжений во всех случаях, по существу, оставалась аналогичной рассмотренной, но величины и области распространений напряжений меньше минимальных существенно уменьшались.

а) б)

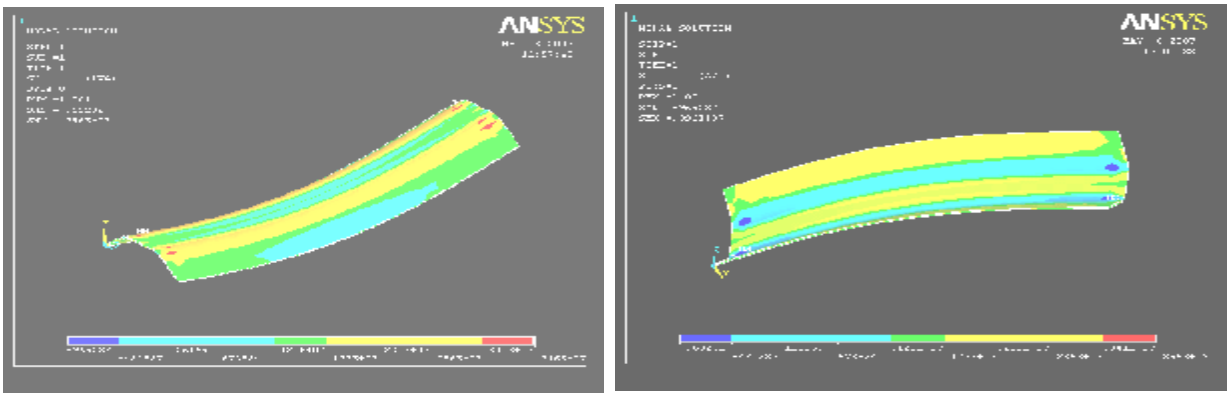


Рис. 5. Напряжения конвейерной ленты с натяжением 25 kN: а) на внутренней стороне кривой переходного участка радиусом 35 m и б) на внешней стороне кривой переходного участка радиусом 35 m

Полностью ликвидировать напряжения сжатия удается только при увеличении натяжения на переходном участке до 50 kN.

Из рис. 4 видно, что внутренняя и внешняя стороны переходного участка при натяжении 50 kN имеют напряжения выше минимально допустимых более чем в 1,5 раза.

Этот факт подтверждается и при рассмотрении напряженного состояния по поперечному сечению ленты. Но увеличение предварительного натяжения на 25 kN не всегда возможно (в рассматриваемом примере это возможно), так как может привести к необходимости принимать более прочную ленту.

Рассмотрение напряженного состояние ленты при последовательном увеличении радиуса переходного участка при расчетном натяжении в 25 kN показало, только при увеличении радиуса до 35 m напряженное состояние ленты удовлетворяет поставленным требованиям (рис. 5).

Если возможность увеличения радиуса переходной кривой ограничена, можно варьировать натяжением и радиусом переходной кривой одновременно.

Так, при увеличении натяжения ленты на переходном участке сверх расчетного значения на 10 kN напряженное состояние ленты может удовлетворять требованиям при радиусе переходной кривой 30 m.

Таким образом, при моделировании напряженного состояния ленты с использованием методов и программного обеспечения комплекса ANSYS, используя методику можно обосновать радиус переходного участка крутонаклонного конвейера с прижимной лентой для различных условий эксплуатации, с учетом принятых в мировой практике требований к напряженному состоянию ленты.

Список литературы:

1. Картавый А.Н. Математическая модель переходного участка крутонаклонного конвейера с прижимной лентой. Сб. докладов на «4th International Symposium on Mine Haulage and Hoisting». Горно-геологический факультет Белградского университета, Югославия, 1999.

2. Шешко Е.Е., Атакулов Л.Н. Parameters of transitional section of high angle sandwich belt conveyors. J. Transport $ Logistika, 3, 2005.

3. Dos Santos J.A. Sandwich Belt High Angle Conveyors – HAG Evolution to Date. J. Bulk solids handling, Vol. 6, № 2, USA, 1986.

4. Dos Santos J.A. Sandwich Belt High Angle Conveyors According to the Expanded Conveyor Technology. J. Bulk Solids Handling, Vol. 20, № 1, USA, 2000.

5. Belt Conveyors for Bulk Materials, prepared by the Engineering Conference of the Conveyor Equipment Manufacturers Association, Fourth edition, 1994.

6. Шешко Е.Е., Картавый А.Н. Substantiation of energy and material consumption of sandwich belt high angle conveyor with using of computers. Доклад на 2-м региональном Симпозиуме по применению компьютеров в горной промышленности, APCOM, M.1997

УДК 622.0.22

© Атауллаев О.Х., Эгамбердиев И.П., Атауллаев А.О. 2009 г.

ОЦЕНКА КАЧЕСТВА РОЛИКОВ МОЩНЫХ ЛЕНТОЧНЫХ КОНВЕЙЕРОВ

Атауллаев О.Х., доцент кафедры «Горная электомеханика» НГГИ, канд. техн. наук; **Эгамбердиев И.П.,** старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ, канд. техн. наук; **Атауллаев А.О.,** ассистент кафедры «Технология машиностроения» НГГИ

Оценке и управлению качеством изделий на всех этапах проектирования, производства и эксплуатации в последнее время придается исключительно важное значение [1-4].

Ролики ленточных конвейеров являются массовым изделием. Анализ надежности различных узлов ленточных конвейеров на горных предприятиях показал, что конвейерные ролики, наряду с лентой, имеют наименьший ресурс и требуют наибольших затрат труда и денежных средств на замену, ремонт и обслуживание (30-40% и более эксплуатационных затрат), а общая их стоимость составляет 25-30% от стоимости конвейера. На некоторых конвейерных линиях большой протяженности число роликов достигает несколько десятков тысяч. Ролики обновляются за время эксплуатации конвейера от 2 до 5 раз.

В настоящей работе ставилась задача оценки уровня качества роликов различного конструктивного исполнения с целью выбора лучших решений, последующего прогнозирования и управления качеством.

В оценке участвовало двадцать типоразмеров роликов разных проектных организаций и заводов – изготовителей.

Ролик является комплектующим изделием и выполняет на конвейере несколько функций: формирует сечение груза в роликоопоре, направляет

грузонесущее полотно, поддерживает тяговый орган с грузом, снижает сопротивление перемещению грузонесущего полотна. В основе используемой методики лежит функциональный критерий λ, т.е. такой показатель, который формализует главную функцию машины или изделия и выражает эту функцию количественно. Ролик не является машиной с одной определенной полезной функцией, однако можно выбрать один главный показатель, который будет использован как критерий оценки изделий одного назначения.

В результате проведенных исследований было установлено, что такому критерию могли бы отвечать два главных параметра. Первый параметр это величина, обратная мощности, расходуемой роликом на преодоление всех сопротивлений:

$$N_1 = \frac{1000}{F_{mp}u}\ [\frac{1}{кВт}], \qquad (1)$$

где $F_{тр}$- обобщенная сила трения, N;

υ- скорость перемещения ленты, m/s.

Сопротивление, которое преодолевает ролик в работе, зависит от погонной нагрузки, от деформирования ленты, от конструкции подшипниковых узлов, вида уплотнений и смазки, точности подшипника, температуры и других факторов. Поэтому мощность, затрачиваемая на сопротивление вращению, в значительной степени может характеризовать всю конструкцию ролика.

Вторым главным параметром, используемым в качестве критерия, могла бы быть интенсивность выполняемой роликом работы N_2 по поддерживанию грузонесущего полотна.

$$N_2 = \frac{P_N u}{1000}\ [\text{kNm/s}], \qquad (2)$$

где P_n- полная нагрузка на ролик, N;

υ-скорость грузонесущего полотна, m/s.

На основе этого критерия были рассчитаны уровни качества по комплексному показателю роликов того же массива с использованием тех же тринадцати абсолютных показателей P_j. После корреляционного анализа были отобраны только семь единичных показателей качества: показатель массы P_2, осевой зазор в подшипнике P_4, радиальное биение ролика в подшипниковом сечении P_5, осевая игра ролика P_6, долговечность подшипника P_9, диаметр ролика P_{10}, и радиальный зазор в подшипнике P_{13} . По этим показателям был повторно выполнен расчет уровня качества роликов по комплексному показателю, но с массивом в двадцать роликов (скорость ленты 4 m/s) также по двум критериям N_1 и N_2.

Корреляционный анализ проводился между уровнями качества по единичным показателям и уровнем качества по комплексному показателю в предположении, что распределение масс вероятностей осуществляется по прямой приближенной регрессии.

Значения большинства коэффициентов корреляции выше критической величины; при уровне значимости 5% критическая величина $r_{q,k}$=0,2638. Сумма квадратов остатков низкая, что говорит о хорошем распределении вероятностей. Параметры с низкой корреляцией, а также параметры, не имеющие сильной смысловой связи с качеством по комплексному показателю, были исключены из последующих расчетов.

Последующие расчеты уже с семью параметрами P_j дали также удовлетворительные результаты. Коэффициенты парной корреляции в пяти случаях выше критической величины. Распределение масс вероятностей, судья по сумме квадратов остатков, хорошее. Высокие уровни качества по комплексному показателю имеют ролики 16-19 (з-д г. Сызрань); сравнительно высокими значениями они обладают по показателю массы (q_2=0,903-1,00) по осевому зазору в подшипнике (q_4=0,828-0,893), кроме ролика 18, по диаметру ролика (q_{10}=0,713-0,913) и по радиальному зазору в подшипнике (q_{13}=0,519-0,651).

На основании изложенного можно сделать следующие выводы:

1. Главным показателем, лежащем в основе оценки качества, может быть принята интенсивность работы по поддержанию грузонесущего полотна, которую следует использовать в качестве критерия оценки.

2. Применение корреляционного анализа позволило отобрать минимальное число наиболее существенных параметров, которые отражают точность и долговечность подшипника, точность подшипниковых узлов, массу и диаметр ролика.

3. Наибольшие влияния на снижение качества роликоопор оказывают радиальные биения в подшипнике, несоосность шеек вала подшипнику и смещения координат середины относительно оси симметрии ролика. Поэтому для повышения качества и долговечности роликоопор требуется выполнить анализ подшипниковых опор и роликов различных типов конструкции, с точки зрения обеспечения их качества при сборке.

Список литературы:

1. Солод Г.И., Радкевыч Я.М. Управление качеством горных машин. Учебное пособие, М., МГИ, 1985 с.50-55.

2. Смирнов Н.В., Дунин –Барковский И.В. Курс теории вероятностей и математической статистики. М., Наука, 1969 с.317-322.

3. Бредихин А. А., Прохоренко Г. А. « Горный журнал» №8. 1998 г. стр.49-52.

4. Истамов А. И. «Горная промышленность» №3 2001 г. стр. 47-48.

УДК. 621.316.

© Худайбердиев Ш.М. 2009 г.

АНАЛИЗ ПРИМЕНЕНИЯ ЧАСТОТНО-РЕГУЛИРУЕМОГО ЭЛЕКТРОПРИВОДА ДЛЯ ПОГРУЖНЫХ НАСОСОВ

Худайбердиев Ш.М., старший преподаватель кафедры «Горная электромеханика» НГГИ

Добыча урана в ГП «Навоийский ГМК» ведется экологически чистым способом скважинного подземного выщелачивания. Технология данного метода предусматривает поднятие урансодержащего раствора с откачной скважины методом «Эрлифта» (поднятие урансодержащего раствора сжатым воздухом), но применение данного метода на разбросанных далеко друг от друга добычных блоках породило большие трудности, связанные с монтажом воздухопроводов на большие расстояния, производством нужного количества сжатого воздуха, а также практика показала, что метод весьма неэкономичен. Все это привело к тому, что пришлось отказаться от «Эрлифта» и перейти к более экономичному методу поднятия урансодержащего раствора - применению погружных насосов типа «Одесса» и «Грундфос». В свою очередь, эксплуатация данных насосов породила ряд проблем связанных с пескованием скважин, непостоянством дебета скважины, поднятием ила со дна скважины во время пуска насоса [1-3].

Тем не менее применение регулируемого электропривода и правильный выбор оптимальных режимов работы погружных насосов позволило бы существенно снизить потребление электроэнергии и решить ряд проблем связанных с эксплуатацией насосов, что ведет к повышению срока службы насосов.

При массовом применении регулируемого привода на предприятиях ГП «Навоийский ГМК» на первый план выходят задачи предварительной оценки ожидаемого экономического эффекта, что достигается регулированием режима работы насоса, в зависимости от уровня и содержания песка в рудосодержащем растворе на основе согласованной работы погружных датчиков давления и рационального типа регулируемого электропривода.

Энергетические показатели насосного агрегата с асинхронным электроприводом зависят от режима работы. Параметрами, определяющими режим работы насоса, являются напор и подача. Эти величины также полностью определяют частоту вращения и момент нагрузки на валу электродвигателя, т.е. режим работы электропривода. Зависимость между основными параметрами рабочего режима насоса и электропривода позволяет комплексно решить задачу определения эффективности работы насосного агрегата.

Существенное влияние на энергетические показатели оказывает регулирование частоты вращения. В настоящее время наибольшее распространение применительно к насосным установкам получили два вида регулируемого асинхронного электропривода – параметрический электропривод (тиристорный электропривод с фазным управлением) и частотный электропривод.

В результате анализа литературных источников и статистических данных с целью выбора рационального типа регулируемого электропривода для погружных насосов ГП «Навоийский ГМК» нами было установлено:

При параметрическом регулировании в состав электропривода входят асинхронный электродвигатель специальной конструкции и тиристорный регулятор напряжения (ТРН). Снижение частоты вращения осуществляется за счет уменьшения величины приложенного к обмотке статора напряжения и сопровождается потерей мощности в роторе электродвигателя (потери скольжения), а также возрастанием силы тока статора. По этой причине стандартный асинхронный электродвигатель не может продолжительное время работать на пониженных частотах вращения.

Для параметрического электропривода применяется асинхронный двигатель специальной конструкции – электродвигатель с повышенным сопротивлением обмотки ротора, более эффективной системой вентиляции (как правило - принудительной), более высоким температурным классом изоляции обмотки статора. Параметры схемы замещения такого электродвигателя отличаются от параметров стандартного электродвигателя. Кроме того, при работе с пониженной частотой вращения увеличивается частота тока в роторе электродвигателя и проявляется эффект вытеснения тока. Влияние тиристорного регулятора напряжения на энергетические показатели электропривода проявляется в том, что на обмотку статора электродвигателя подается несинусоидальное напряжение питания, что приводит к дополнительным потерям мощности. Оценить влияние формы напряжения питания на энергетические показатели электропривода можно только при анализе электромагнитных процессов в электродвигателе, так как момент запирания тиристоров зависит от характера изменения тока статора. Учитывая конструктивные особенности электродвигателя погружного насоса и условий его эксплуатации в ГП «Навоийский ГМК», а также все нюансы описанные выше можно сделать вывод, что применение параметрического метода регулирования частоты вращения электропривода в данном случае не возможно.

В состав частотного электропривода входят стандартный асинхронный электродвигатель и статический преобразователь частоты. Наибольшее распространение в промышленности получили преобразо-

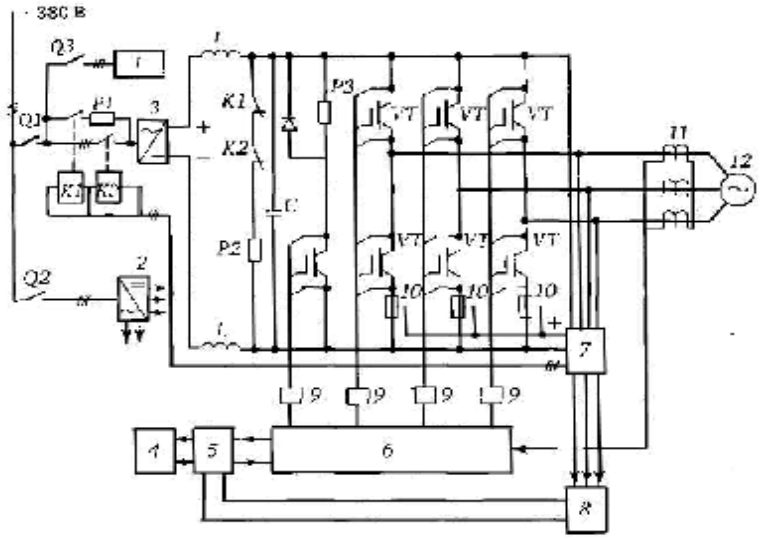


Рис. Схема частотного преобразователя на IGBT-модулях: 1 — блок вентиляторов; 2 - источник питания; 3 - выпрямитель неуправляемый; 4 - панель управления; 5 - плата пульта управления; 6 - ШИМ; 7 - блок преобразования напряжения; 8 - плата системы регулирования; 9 - драйверы; 10 - предохранители блока инвертора; 11 - датчики тока; 12 - асинхронный короткозамкнутый двигатель; Ql, Q2, Q3 - выключатели силовой цепи, цепи управления и блока вентиляторов; Kl, K2 - контакторы заряда конденсаторов и силовой цепи; С - блок конденсаторов; Rl, R2, R3 - резисторы ограничения тока заряда конденсаторов, разряда конденсаторов и узла слива: VT - силовые ключи инвертора (IGBT -модули)

ватели частоты со звеном постоянного тока, состоящие из неуправляемого выпрямителя и инвертора. В качестве силовых элементов инвертора (ключей) используют запираемые тиристоры или IGBT – транзисторы. Управление «ключами» инвертора осуществляется при помощи микропроцессорных систем.

Энергетические показатели частотно регулируемых электроприводов во многом определяются законом управления «ключами» инвертора (рис.).

Современные системы управления частотным преобразователем позволяют формировать управляющее воздействие с учетом аналоговых данных, получаемых с различных внешних источников, в том числе и с погружными датчиками давления, которые, измеряя давление столба рудосодержащего раствора, выдают сигнал, соответствующий тому или иному содержанию песка в растворе.

Данный метод идеально подходит для погружных насосов, используемых на предприятиях ГП «Навоийский ГМК», но из-за дороговизны частотных преобразователей необходимы детальные исследования в различных горно-геологических условиях по использованию существующих частотных преобразователей, а также по совершенствованию структуры управления при изменяющихся параметрах рудосодержащего раствора, применение которых может существенно снизить потребление электроэнергии, что в свою очередь в короткие сроки окупит затраты.

Список литературы:

1. Г.Г. Соколовский «Электроприводы переменного тока с частотным регулированием», Москва. Издательский центр «Академия».2007 г.

2. Н.Ф. Ильинский, В.В. Москаленко «Электропривод энерго- и ресурсосбережение», Москва. Издательский центр «Академия».2008 г.

3. Б.С. Лезнов «Энергосбережение и регулируемый привод в насосных и воздуходувных установках», Москва. Энергоатомиздат, 2006 г.

УДК 313.3.045.001.2

© Бобожанов М.К., Атауллаев А.О. 2009 г.

ВЫСОКОЭФФЕКТИВНЫЙ ПОЛЮСО-ПЕРЕКЛЮЧАЕМЫЙ ДВУХСКОРОСТНОЙ ДВИГАТЕЛЬ

Бобожанов М.К., профессор кафедры «Электроснабжение» ТГТУ, докт. техн. наук; **Атауллаев А.О.,** ассистент кафедры «Электроснабжение» НГГИ

Двухскоростные двигатели (ДД) с большой разницей скоростей широко используются в многочисленных лифтовых установках, подъемно - транспортных и сельскохозяйственных машинах. Усовершенствование таких ДД возможно путем применения одной полюсопереключаемой обмотки (ППО) вместо двух раздельных, что позволяет увеличить полезные мощности и улучшить энергетические показатели ДД со стороны обеих полюсностей, а также упростить технологию изготовления и ремонта.

Для ДД такого рода наиболее эффективными считаются ППО со схемами переключения «звезда - двойная звезда» и «звезда - двойная звезда с дополнительными ветвями», базовые схемы которых показаны на рис. 1.

Вместе с тем ППО должна иметь структуру близкую к структурам обычных 2m- зонных и m-

зонных обмоток, т.е. сдвиг между катушками, принадлежащими разным фазам и лежащими в соседних пазах должен быть равным 60º (π/3 рад) или 120º (2π/3). При этом отклонение от этих значений будет определяться как разница между углами сдвига обычной и новой обмоток $|\Delta\varphi|=\varphi_{обычн}-\varphi_{новая}$.

В качестве примера рассмотрим процесс построения ППО на соотношение полюсов 1:4 в 24 пазах статора применением модернизированного метода ДЗПФ [1]. За исходную обмотку со стороны двух полюсов берем двухслойную 2m –зонную обмотку с числом пазов на полюс и фазу q=4, а со стороны восьми полюсов - m- зонную с q=2. В табл. 1 и 2 показаны ДЗПФ нижних слоев 2 – и 8-полюсных обмоток. Как видно из этих ДЗПФ углы сдвига в этих обмотках не отличаются от идеальных 2m-зонной и m-зонной обмоток, т.е. во всех пазах |Δ

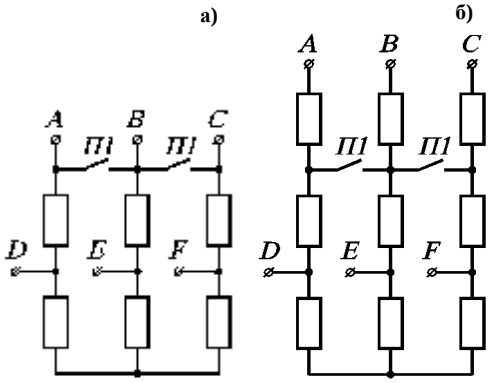


Рис. 1. Схемы переключения для ППО: а) «звезда-двойная звезда»; б) «звезда-двойная звезда с дополнительными ветвями»

Таблица 1

ДЗПФ нижнего слоя 2 - полюсной обмотки

Пазы статора																								Полюсность
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	
d	d	d	d	f	f	f	f	e	e	e	e	d	d	d	d	f	f	f	f	e	e	e	e	p_1=1
0	0	0	0	60	60	60	60	120	120	120	120	180	180	180	180	240	240	240	240	300	300	300	300º	Угол сдвига
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	$\|\Delta\varphi\|$

Таблица 2

ДЗПФ нижнего слоя 8 - полюсной обмотки

Пазы статора																								Полюсность
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	
a	a	b	b	c	c	a	a	b	b	c	c	a	a	b	b	c	c	a	a	b	b	c	c	p_2=4
0	0	120	120	240	240	0	0	120	120	240	240	0	0	120	120	240	240	0	0	120	120	240	240	Угол сдвига
0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	0	$\|\Delta\varphi\|$

φ|=0.

Совместим эти нижние слои ДЗПФ 2- и 8-полюсных обмоток (табл. 3). Для получения соответствия ДЗПФ обмотки к схеме « звезда – двойная звезда» (рис. 1, а) необходимо в ДЗПФ малой полюсности производить некоторые трансформации. При необходимости увеличения отношения эффективных чисел витков в фазах используется схема переключения «звезда - двойная звезда с дополнительными ветвями» (рис. 1, б) и ряд катушек выносится в дополнительные ветви.

Трансформация фаз или синтезирование обмотки с числом полюсов p_1 должна осуществляться таким образом, чтобы каждая фаза одной полюсности соприкасалась только с одной фазой второй полюсности.

В табл. 4 представлено синтезирование 2-полюсной обмотки, здесь в третьей строке записана ДЗПФ одного слоя синтезированной обмотки, т.е. ДЗПФ полюсопереключаемой обмотки, относящейся к меньшей полюсности p_1=1. Она получена как бы «модулированием» ДЗПФ исходной обмотки с помощью ДЗПФ типовой обмотки. В основе этого процесса использован принцип приближения токораспределения и картины МДС полюсопереключаемой обмотки со стороны полюсности $2p_1$ к токораспределению и картине МДС типовой обмотки [1].

Как можно увидеть отсюда со стороны большой

Таблица 3

Совмещение ДЗПФ нижних слоев 2- и 8 полюсных обмоток

1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	Пазы
d	d	d	d	f	f	f	f	e	e	e	e	d	d	d	d	f	f	f	f	e	e	e	e	p_1=1
a	a	b	b	c	c	a	a	b	b	c	c	a	a	b	b	c	c	a	a	b	b	c	c	p_2=4

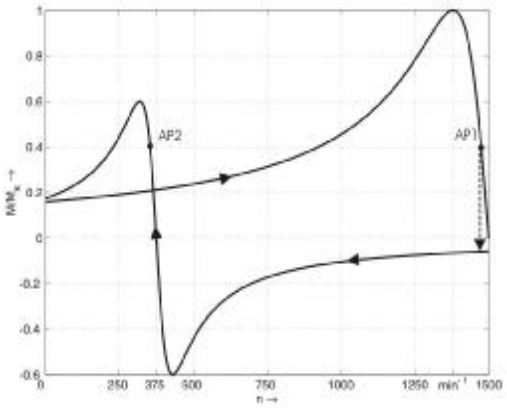


Рис. 2. Механические характеристики нового ДД 1LA7163-4AA60

Для изучения свойств новой обмотки совместно с немецкими коллегами на кафедре «Электрические машины и привода» Гамбургского университета Бундесвера (Германия) был спроектирован ДД с вышеназванной ППО при шаге y=9 на базе односкоростного двигателя типа 1LA7163-4AA60 и изготовлен опытный образец. Данный ДД прошел полный курс промышленных испытаний в лаборатории этой кафедры.

Как показали результаты теста, полезная мощность на валу двигателя со стороны основной скорости равна 6 kW, значения к.п.д., коэффициента мощности и скольжения η=83%, cosφ=0,83, s=2%, со стороны $2p_2$=16 значение полезной мощности составляет 1,5 kW, значения к.п.д, коэффициента мощности и скольжения соответствующие этой мощности равны

Таблица 4

Синтезирование 2-полюсной обмотки

Пазы статора																								Полюсность
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	
a	a	b	b	c	c	a	a	b	b	c	c	a	a	b	b	c	c	a	a	b	b	c	c	p_2=4
d	d	d	d	f	f	f	f	e	e	e	e	d	d	d	d	f	f	f	f	e	e	e	e	p_1=1 типовая
d	d	e	e	f	f	d	d	e	e	f	f	d	d	e	e	f	f	d	d	e	e	f	f	p_1=1 синтез.
0	0	60	60	0	0	60	60	0	0	60	60	0	0	60	60	0	0	60	60	0	0	60	60	|Δφ|

Таблица 5

Сравнительные показатели двигателей

Тип двигателя	Двигатель 160 MW 140-4/16/CR		Новый двухскоростной двигатель	
Габарит	160		160	
Воздушный зазор, мм	1,4		0,4	
Длина пакета статора, мм	150		135	
Суммарный объём пакетов статора и ротора, $дм^3$	7,70		5,53	
Расход меди, кг	10,9		5,18	
Вес двигателя, кг	90		72,8	
Число пар полюсов	4	16	4	16
Полезная мощность, кВт	6,7	1,7	6,0	1,5
Номинальная частота вращения, об/мин	1276	315	1475	345
Коэффициент полезного действия, %	72,9	28,2	81	40
Коэффициент мощности	0,772	0,506	0,83	0,48

полюсности ППО представляет собой обычную m-зонную обмотку, с другой стороны фазовое распределение катушек очень близко к распределению обычной 2m- зонной обмотки.

Это означает, что данная ППО по своим свойствам близка к обмоткам нормального исполнения. Определение оптимального шага обмотки осуществляется на основе анализа гармонического состава МДС, значений обмоточных коэффициентов и коэффициентов дифференциального рассеяния с обеих сторон [1, 2].

40%, 0,48 и 8% [3].

На рис. 2 показаны механические характеристики нового ДД 1LA7163-4AA60 с указанием рабочих точек AP_1 и AP_2 соответствующих каждой из скоростей.

Для оценки полученных параметров нового двигателя было произведено сравнение с параметрами лифтового двигателя 160 MW140-4/16/CR с двумя обмотками того же габарита, но с другими размерами магнитопровода (табл. 5).

Как видно из табл. новый двигатель имеет меньший суммарный объем пакетов ротора и статора (5,53 $дм^3$ вместо 7,7 $дм^3$), т.е. степень использования активной части двигателя более высока, расход обмоточной меди составляет 5,18 kg вместо 10,9 kg, а сам двигатель легче на 17,2 kg. Скоростные характеристики нового двигателя более жесткие, чем у существующего двигателя, а также он имеет улучшенные энергетические показатели.

Анализируя вышеприведенные данные можно сказать, что использование новой ППО с улучшенными электромагнитными свойствами на статоре дает возможность получить высокоэффективный, компактный, надежный и недорогой ДД и тем самым модернизировать существующие электропривода с асинхронными двухскоростными двигателями для многочисленных лифтовых установок, подъемно-транспортных и сельскохозяйственных машин.

Список литературы:

1. Каримов Х.Г., Бобожанов М.К. Новые полюсопереключаемые обмотки для асинхронных двигателей механизмов с напряженным режимом работы. Журнал "Электричество" Москва, 1996, №1, с. 27-32

2. Bobojanov M.K., Bolte E. Polumschalbare Motoren: neue Perspektiven. "UNIFORSCHUNG" Forschungsmagazin der Universitaet der 3. Bundeswehr Hamburg. 12.Jahrgang.2002. Seite 2-7. Messprotokolle. Universitaet Bundeswehr Labor "EMA" 2001.

УДК 510.22

© Базаров М.Б. 2009 г.

ЭФФЕКТИВНЫЕ АЛГОРИТМЫ К ВЫБОРУ РЕЖИМОВ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ ПРОЦЕССОВ В УСЛОВИЯХ ИНТЕРВАЛЬНОЙ НЕОПРЕДЕЛЕННОСТИ

Базаров М.Б., зав. кафедрой «Автоматизированное управление и информационные технологии» НГГИ, канд. физ.-мат. наук

Нормальным режимом функционирования объекта является статический установившийся режим, удовлетворяющий технологическому регламенту ведения процесса и обеспечивающий требуемое качество производимого продукта.

Следовательно, важной задачей управления технологическими процессами (ТП) является задача выбора стационарного (статического) режима работы, при котором выполняются все требования на выходные и промежуточные показатели по качеству и технологии.

Данная задача, может быть решена либо путем трудоемкого подбора режимов на объекте, что связано с большими производственными издержками; либо выбором стационарного режима по модели технологического процесса, особенно при наличии контролируемых, но не управляемых входных воздействий.

В реальных условиях решения приходится принимать в условиях неопределенности. Источниками неопределенности, в частности, могут служить погрешности контрольно-измерительных приборов, неконтролируемые возмущения действующие на ТП, и их неоднозначность, нестационарность и дрейф характеристик и др.

В связи с этим внимание исследователей в последнее время привлечено к методам решения задач управления в условиях неопределенности.

Одним из подходов описания объектов с неопределенностью является подход, предполагающий ограниченность амплитуды шумов и возмущений, действующих на объект в режиме нормальной эксплуатации, и получивший название интервальный анализ [1].

В этом случае задача выбора допустимого стационарного, (статического) режима непрерывного технологического процесса по его интервальной модели сводится к построению множеств с гарантированными свойствами. Данная задача относится к классу задач с «неточными» данными, которые являются предметом изучения интервального анализа [1-3].

В данной работе задача выбора допустимых стационарных режимов формулируется, как задача определения множества управляющих воздействий при реализации каждого из которых выход объекта будет гарантированно принадлежать заданному интервалу технологических ограничений на процесс. Ниже мы будем предполагать знакомство с основами интервального анализа, а интервалы и интервальные величины будут обозначены согласно [1-3] жирным шрифтом, например, **A**, **B, W, a, b, x, y…,** тогда как неинтервальные (вещественные, точечные и т.п.) никак специально не выделяются. А операции с интервальными величинами – это операции классической интервальной арифметики. Подчеркивание и надчеркивание - $\underline{a}, \overline{a}$ - обозначают нижний и верхний концы интервала **a**.

Анализ различных факторов неопределенности, действующих на технологические процессы.

В этом разделе представлен краткий анализ различных факторов неопределенности, действующих на ТП в режиме нормальной эксплуатации, и их математического описания, рассматриваются основные предпосылки и подходы к построению интервальных моделей, описывающих различные механизмы неопределенности.

При решении задач управления действующими производственными объектами и технологическими процессами широко используются модели «вход-выход», основанные на применении методов идентификации объектов по результатам экспериментов и испытаний.

Известно, что неточность модели объекта в реальных условиях обусловлена целым рядом причин, таких как неучтенные факторы, ошибки измерений, методические погрешности.

Многообразие факторов неопределенности приводит к тому, что построенные модели объекта или системы, являющиеся исходными при постановке задачи управления, не являются детерминированными (точно известными) математическими зависимостями, а включают неопределенные параметры, описанные в той или иной форме.

Для описания факторов неопределенности могут быть использованы различные модели:

- стохастическое описание используется, когда факторам неопределенности можно придать случайный характер;

- статистическое описание используется, когда совокупное действие неучтенных и неконтролируемых факторов может быть сведено к аддитивной ошибке, которая является нормально распределенной случайной величиной с нулевым средним, постоянной дисперсией и независимыми в опытах значениями:

- нечеткое (размытое) описание используется, когда информация о параметрах модели и требованиях к системе задается экспертом некоторым множеством возможных значений параметра, характеризующихся той или иной «степенью уверенности»

эксперта;

- интервальное описание используется, когда нет оснований или недостаточно информации для того, чтобы рассматривать неопределенные факторы как случайные, или изменчивость факторов носит ограниченный характер.

Выбор той или иной модели определяется тем, какая форма описания факторов неопределенности наиболее адекватна конкретной ситуации. Каждый из методов построения моделей базируется на некоторой системе исходных предпосылок, нарушение которых может в ряде случаев приводить к сильному отклонению прогнозируемых результатов от фактических.

В работе рассматривается ситуация, когда неопределенность в исследуемом объекте носит нестатистическую (неслучайную) природу, или по крайней мере вид распределения неизвестен или изменчив, но распределение носит финитный характер. В этих условиях более общей и более естественной формой описания факторов является их представление в интервальной форме, когда задают диапазон возможных значений переменных или зависимостей.

Анализ таких технических систем, как технологические процессы непрерывного типа (например химическое производство, энергетика), показывает, что к факторам, приводящим к неопределенности их работы, в первую очередь, следует отнести ошибки измерения входных и выходных величин, неоднозначность характеристик объекта, дрейфы и нестационарность зависимостей наличия человека-оператора в контуре управления, распределенность в пространстве входных и выходных величин и т. д. Кроме того, рабочие режимы таких объектов представлены узкими коридорами возможных значений, в пределах которых возможна, как правило, линеаризация рабочих характеристик.

В этих условиях реакция объекта на входное воздействие может быть представлена некоторым коридором возможных значений выходной переменной, и, следовательно, модели объекта целесообразно искать в виде двух граничных вещественных функций, описывающих коридор неопределенности независимо от ее природы [4].

Алгоритмы решения задачи выбора допустимых стационарных режимов по интервальной модели технологического процесса.

Пусть многомерный объект описывается системой уравнений:

$$y_i^0 = \sum_{j=1}^{n} a_{ij}^0 u_j + \sum_{j=1}^{v} b_{ij}^0 x_j, \qquad i=\overline{1,m} \tag{1}$$

$$y_i = y_i^0 + e_i^0,$$

где $y_i^0, y_i -$ соответственно истинное и измеренное значения выхода технологического процесса; $\vec{u}=(u_1,....,u_n)$ - управляемые входные переменные; $\vec{x}=(x_1,....,x_v)$ - неуправляемые, но контролируемые входные переменные; $a_{ij}^0 . b_{ij}^0$ - неизвестные параметры объекта.

При этом полагаем, что совместное действие факторов неопределенности может быть сведено к аддитивной ошибке e_i^0, ограниченной по амплитуде $\left|e_i^0\right| \le e_i$.

Предположим, что на этапе идентификации модели объекта получены в виде:

$$y_i = \sum_{j=1}^{n} a_{ij} u_j + \sum_{j=1}^{v} b_{ij} x_j, \qquad i=\overline{1,m} \tag{2}$$

$$\vec{a} \in Q_a,\ \vec{b} \in Q_b$$

где $\vec{a}=\{a_{i1}, a_{i2},..., a_{in}\}$, $\vec{b}=\{b_{i1}, b_{i2},..., b_{iv}\}$ - вектора параметров интервальной модели, $Q_a = +\{\underline{a_{ij}} \le a_{ij} \le \overline{a_{ij}}, i=\overline{1,m},\ j=\overline{1,n}\}$, $Q_b = +\{\underline{b_{ij}} \le b_{ij} \le \overline{b_{ij}}, i=\overline{1,m},\ j=\overline{1,v}\}$ - множества допустимых значений параметров.

Полагая, что значения контролируемых входных переменных $\vec{x}$ известны на момент принятия решения, можем рассматривать - ограничения по технологии $Q_Y^0 = +\{\underline{y_{iT_0}} \le y_{iT_0} \le \overline{y_{iT_0}},\ i=\overline{1,m}\}$ как множество новых скорректированных значений интервалов технологических ограничений:

$$Q_Y = +\{\underline{y_{iT}} \le y_{iT} \le \overline{y_{iT}},\ i=\overline{1,m}\},$$

где $\underline{y_{iT}} = \underline{y_{iT_0}} - \sum_{j=1}^{v} b_{ij} x_j$, $\overline{y_{iT}} = \overline{y_{iT_0}} - \sum_{j=1}^{v} b_{ij} x_j$, которые обеспечивают нормальное функционирование технологического процесса при осуществлении управления по модели объекта:

$$y_i = \sum_{j=1}^{n} a_{ij} u_j,\ \vec{a} \in Q_a,\quad i=\overline{1,n} \tag{3}$$

Далее, вводим понятия множеств допустимых и условно допустимых стационарных режимов.

Определение 1. Множеством допустимых стационарных режимов называется множество векторов, удовлетворяющее выражению:

$$Q_u^* = \{u \mid \sum_{j=1}^{n} a_{ij} u_j = y_j \in Q_Y,\ \forall \vec{a} \in Q_a,\ i=\overline{1,m}\} \tag{4}$$

Множество (4) определяется системой неравенств:

$$Q_u^k = \begin{cases} \min\limits_{a_{ij} \in Q_a} \left\{ \sum\limits_{j=1}^{n} a_{ij} u_j \right\} \ge \underline{y_{iT}} \\ \max\limits_{a_{ij} \in Q_a} \left\{ \sum\limits_{j=1}^{n} a_{ij} u_j \right\} \le \overline{y_{iT}} \end{cases} \qquad i=\overline{1,m} \tag{5}$$

Данное множество векторов является множеством управляемых переменных, гарантирующих выполнение технологических ограничений на процесс для $\forall u \in Q_u^*$, при его реализации на объекте.

Определение 2. Множеством условно допустимых стационарных режимов называется множество векторов, удовлетворяющее выражению:

$$Q_u = \{u \mid \exists \vec{a} \in Q_a, \quad \sum_{j=1}^{n} a_{1j}\, u_j = y_i \in Q_Y, \quad i = \overline{1,m}\}, \quad (6)$$

которое определяется как объединение конечного числа $k \le 2^n$ (число квадрантов в пространстве решения X) подмножеств Q_u^k, в пределах которых знаки значений управляемых входных переменных остаются постоянными для всех j, $j = \overline{1,n}$:

$$Q_u = \cup Q_u^k;$$

где:

$$Q_u^k = \begin{cases} \min\limits_{a_{ij} \in Q_a} \left\{ \sum\limits_{j=1}^{n} a_{ij} u_j \right\} \le \overline{y_{iT}} \\ \max\limits_{a_{ij} \in Q_a} \left\{ \sum\limits_{j=1}^{n} a_{ij} u_j \right\} \ge \underline{y_{iT}} \end{cases} \qquad i = \overline{1,m} \quad (7)$$

Данное множество является множеством управляемых переменных, при которых возможно выполнение технологических ограничений и гарантирует отсутствие вне его управляющих воздействий, при реализации которых на объекте будет обеспечено нормальное функционирование системы.

Множества Q_u^* и Q_u обладают следующим важнейшими свойствами:

1. Множество Q_u^* - выпуклый многогранник.

2. Множество Q_u - многогранник, в общем случае невыпуклый.

3. Подмножества Q_u^k - выпуклые многогранники.

4. Для множеств справедливо $Q_u^* \subseteq Q_u$.

5. При отсутствии неопределенности в параметрах модели объекта, т.е., при:

$$\underline{a_{ij}} = \overline{a_{ij}} = a_{ij}$$

множества допустимых и условно допустимых стационарных режимов эквивалентны $Q_u^* = Q_u$.

Для того, чтобы найти множество Q_u^* или Q_u необходимо составить систему неравенств (5) или (7), а затем решить ее, т.е. необходимо выделить активные ограничения и рассчитать координаты вершин многогранника.

Заметим, что систему неравенств (7) необходимо записать для каждого подмножества векторного пространства E^n управляемых переменных, где знаки значений входных переменных постоянны (для E^2 это будут квадранты), что существенно осложняет вычислительные аспекты решения системы (7).

Далее, предлагается алгоритм, который позволяет последовательное расширение системы неравенств (5) или (7), начиная с квадрантной, с выделением на каждом шаге активных ограничений. Если число ограничений много больше числа переменных, то предлагаемое последовательное включение ограничения в рассматриваемую систему с последующей проверкой на активность позволяет в некоторых случаях существенно снизить объем вычислений.

Характер данного алгоритма в худшем случае экспоненциальный, т.е. такой же как и переборных методов. Однако он позволяет получить точное множество решений с гарантированными свойствами.

Как известно [1-3], при изучении интервальных систем линейных уравнений в понятие интервального решения может вкладываться различный смысл.

Это приводит не только к разным ответам, но и к разным методам их отыскания.

Несмотря на различное смысловое содержание таких задач, все они с формальной точки зрения сводятся к одной общей постановке.

Необходимо найти значения вектора управляющих переменных с минимумом целевой функции:

-для множества допустимых решений:

$$F_u(u) = \begin{cases} O, \quad если \quad \overline{y_{iT}} \ge \overline{y_i} \quad , \quad \underline{y_{iT}} \le \underline{y_i} \\ \sum\limits_i (\overline{y_{iT}} - \max\limits_{a_{ij} \in Q_a} \left\{ \sum\limits_j a_{ij} u_j \right\})^2 + \sum\limits_i (\underline{y_{iT}} - \min\limits_{a_{ij} \in Q_a} \left\{ \sum\limits_j a_{ij} u_j \right\})^2 \end{cases},$$

если:

$$\overline{y_{iT}} \le \overline{y_i} \quad , \quad \underline{y_{iT}} \ge \underline{y_i},,$$

где:

$$\underline{y_i} = \min_{a \in Q} \left\{ \sum_{j=1}^{n} a_{ij} u_j \right\},$$

$$\overline{y_i} = \max_{a \in Q} \left\{ \sum_{j=1}^{n} a_{ij} u_j \right\}, \ \underline{a_{ij}} \le a_{ij} \le \overline{a_{ij}}; \quad (8)$$

- для множества условно допустимых решений:

$$F_2(u) = \begin{cases} O, \quad если \quad \overline{y_{iT}} \ge \overline{y_i} \quad , \quad \underline{y_{iT}} \le \underline{y_i} \\ \sum\limits_i (\overline{y_{iT}} - \max\limits_{a_{ij} \in Q_a} \left\{ \sum\limits_j a_{ij} u_j \right\})^2 + \sum\limits_i (\underline{y_{iT}} - \min\limits_{a_{ij} \in Q_a} \left\{ \sum\limits_j a_{ij} u_j \right\})^2 \end{cases}$$

если:

$$\overline{y_{iT}} \ge \overline{y_i} \quad , \quad \underline{y_{iT}} \le \underline{y_i},$$

где:

$$\underline{y_i} = \min_{a \in Q} \left\{ \sum_{j=1}^{n} a_{ij} u_j \right\},$$

$$\overline{y_i} = \max_{a \in Q} \left\{ \sum_{j=1}^{n} a_{ij} u_j \right\}, \ \underline{a_{ij}} \le a_{ij} \le \overline{a_{ij}} \quad (9)$$

$$sign\, u_j = C_j, \quad C_j = const \quad j = \overline{1,n}.$$

Функции $F_1(\vec{u})$ и $F_2(\vec{u})$ являются невогнутыми, что позволяет формировать и использовать условие существования решения, независимо от конкретных форм их задания. Если найденный минимум функции $F_1(\vec{u}^*) \ne 0$ или $F_2(\vec{u}^*) \ne 0$, то множество допустимых или условно допустимых стационарных режимов (в зависимости от поставленной задачи) пусто. В противном случае, если $F_1(\vec{u}^*) = 0$ или $F_2(\vec{u}^*) = 0$, то найденный вектор $\vec{u}^*$ реализуется на объекте в режиме оперативного управления.

Аналитическое описание множеств допустимых и условно допустимых режимов трудоемко с ростом размерности задачи и вряд ли целесообразно, а графическое представление таких областей человеку – оператору мало информативно.

Исходя из того, что оператору удобно работать с ограничениями вида: базовая точка плюс-минус допуск на управляемую переменную, предлагается аппроксимировать множество допустимых стационарных режимов путем вписывания в нее n-мерного прямоугольного параллелепипеда максимального объема.

В задаче аппроксимации множества условно допустимых стационарных режимов предложено искать решение в виде набора n-мерных прямоугольных параллелепипедов, вписанных в каждое из выпуклых подмножеств.

Задача максимизации объема вписанного параллелепипеда является задачей выпуклого программирования, которая заключается в нахождении координат центра $\overset{\mathbf{r}}{u}^*$ и полудлин ребер параллелепипеда Δu, максимизирующих целевую функцию вида:

$$F(\Delta\overset{\mathbf{r}}{u}) = \Pi(\Delta\overset{\mathbf{r}}{u}) \to \max_{u^* \in \Delta u} \tag{10}$$

при ограничениях вида $\overset{\mathbf{r}}{u} \pm \Delta\overset{\mathbf{r}}{u} \in Q_u^*$ или $\overset{\mathbf{r}}{u} \pm \Delta\overset{\mathbf{r}}{u} \in Q_u$, т.е. все 2^n вершины параллелепипеда должны удовлетворять в зависимости от решаемой задачи системе неравенств (5) или (7).

Таким образом, предлагаемые алгоритмы определения множеств допустимых и условно допустимых режимов, в конечном счете, сводятся к хорошо проработанным в программном отношении алгоритмам решения систем линейных уравнений линейного и выпуклого программирования.

Список литературы:

1. *Калмыков С.А., Шокин Ю.И., Юлдашев З.Х. Методы интервального анализа. - Новосибирск: Наука.- 1986.-220 с.*
2. *Алефельд Г., Херцберг Ю. Введения в интервальные вычисления.- М.: Мир, 1987.- 370 с.*
3. *Шарый С.П. Конечномерный интервальный анализ. - Новосибирск: Изд.: ИВТ СО РАН.-2008*
4. *Вощинин А.П., Сотиров Г.Р. Оптимизация в условиях неопределенности, М.: Изд. МЭИ, София: Изд. Техника.- 1989.-189 с.*

УДК 621.91.01

© Кушназаров И.К., Мардонов Б.Т., Алтынбаев Р.Р., Валиев М.В. 2009 г.

ОПЫТ ПРОМЫШЛЕННОГО ВНЕДРЕНИЯ ОПЕРАЦИИ РОТАЦИОННОГО ФРЕЗЕРОВАНИЯ

Кушназаров И.К., доцент НГГИ; **Мардонов Б.Т.,** доцент НГГИ; **Алтынбаев Р.Р.,** старший преподаватель НГГИ; **Валиев М.В.,** начальник инновационных технологий ПО НМЗ

В условиях НГМК широко используется для измельчения горной породы конусная дробилка МР-1000, где наиболее изнашивающей деталью является футеровка изготовленная из высокомарганцевой стали.

Это сталь характеризуется низким коэффициентам обрабатываемости. Причина плохой обрабатываемости этого материала является стойкость к высокотемпературному деформационному упрочнению. Процесс резания, осуществляемый в настоящие время, реализуется на токарном карусельном станке 1550 с применением в качестве режущего инструмента резцов из особо мелкозернистого сплава марки ВК6 Ω. Средняя стойкость резца при режимах работы V≈0,5 m/min, S≈0,4 mm/об. не превышает 60 min.

В лаборатории кафедры «Технология машиностроения» НГГИ разработана новая технология резания труднообрабатываемых материалов. Сущность предлагаемого способа сводится к использованию в качестве режущего инструмента ротационной фрезы, где в отличие от традиционных фрез в качестве режущих лезвий служат кольцевые твердосплавные пластины.

Выставив ось фрезы под определенным углом скрещивания β_y относительно главной скорости резания, можно получить дополнительное движение вдоль оси инструмента, которое является практической скоростью резания.

При этом, как показали лабораторные испытания исследования, составляющие силы резания перераспределяются, в отличие от традиционного резания.

Осевая составляющая является максимальной, оставшиеся две соотносятся как Py≈0,5Px и Pz≈0,2÷0,3Px, поэтому для обеспечения самовращения фрезы необходимо использовать в качестве опорных элементов радиально упорные подшипники. Схема такого инструмента показана на рис. 1.

Фреза 4 с режущими зубьями в виде последовательно набранных колец 6 устанавливается в державке-вилке 5 на подшипниках качения (имеет воз-

можность самовращаться при контактировании с заготовкой).

Ось фрезы выставляется на угол установки β_y относительно детали 1. Державка закрепляется в резцедержатель суппорта 2 станка болтами 3. Подача суппорта вертикально вниз приводит к снятию стружки по всей ширине торца заготовки. Резание производится одновременно по всей ширине торца.

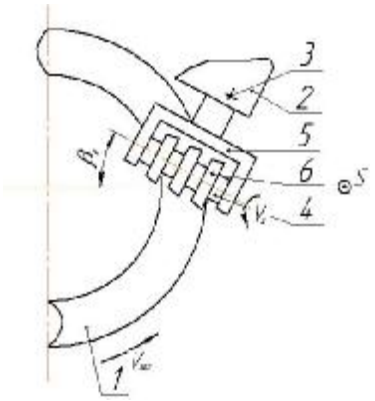


Рис. 1. Схема установки ротационной фрезы на станке 1550

При необходимости обработки по наружному диаметру заготовки пользуясь возможностью поворота суппорта во всех 3^x координатах легко выставить режущие кольца в плоскость обрабатываемой поверхности.

При работе по схеме (рис. 1) наличие угла установки β_y обеспечивает дополнительное движение, которое практически является движением резания. Данное обстоятельство можно пояснить планом скоростей (рис. 2) для одной режущей кромки.

Скорость точек детали $V_д$ направлена на касательную к ее диаметру, скорость самовращения режущей пластины $V_и$ лежит в плоскости правого торца (плоскость режущей кромки) и направлена вдоль нее (рис. 2, а). Разница этих двух скоростей проходит через ось пластины и величина ее, как

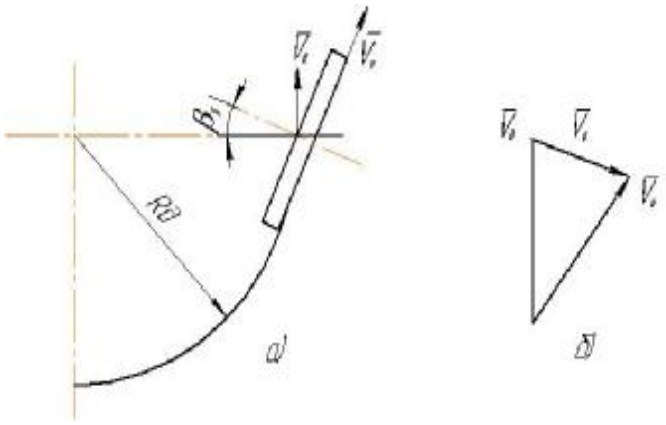


Рис. 2. План скоростей при ротационном фрезеровании

следует из рис 2, б равна вектору $\bar{V}_p$.

Отличительная особенность этой схемы резания в том, что температура и коэффициент трения по передней поверхности инструмента снижаются на весьма большие значения. Это объясняет более высокую стойкость режущего инструмента при работе по предлагаемой технологии T≈120÷180 min, несмотря на повышение скорости более чем в 3 раза.

Кроме этого, отметим особо, что обрабатывать можно сразу всю ширину плоскости за счёт соответствующего количества режущих пластин.

К перечисленным особенностям процесса резания следует отнести ещё и то достоинство, что каждая точка режущей кромки находится в контакте доли секунды. Следовательно, не успев набрать большую долю тепла в зоне резания, за последующую холостую часть одного оборота режущая кромка успевает охлаждаться до комнатной температуры.

УДК 622

© Бахронов Х.Ш. 2009 г.

ИНТЕНСИФИКАЦИЯ ВЫПАРИВАНИЯ В АППАРАТАХ С КИПЕНИЕМ РАСТВОРА В ТРУБАХ

Бахронов Х.Ш., доцент кафедры «Химия и химическая технология» НГГИ

За рубежом для выпаривания кристаллизующихся растворов применяют выпарные аппараты с принудительной циркуляцией и кипением в трубах. Такие аппараты отличаются от аппаратов с принудительной циркуляцией и вынесенной зоной кипения большей интенсивностью теплопередачи, меньшими габаритами, металлоемкостью и энергоемкостью. Учитывая перспективность данных аппаратов, проведены экспериментальные исследования по интенсификации в них теплообмена. Необходимость проведения настоящих исследований определена также отсутствием данных о влиянии на теплообмен при кипении добавки твердых частиц в кипящую жидкость (рис. 1-5).

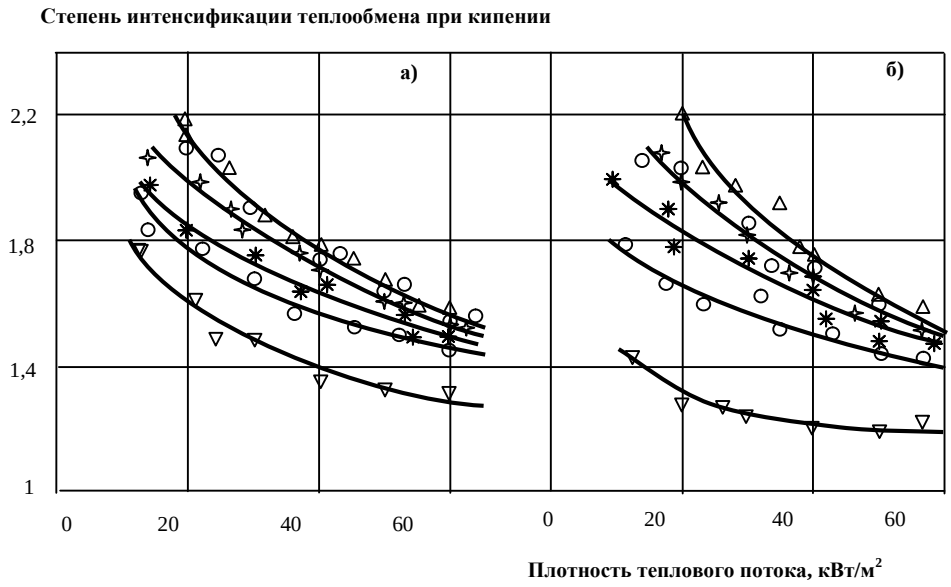


Рис. 1. Изменение степени интенсификации теплообмена при кипении в зависимости от плотности теплового потока: а) стальные частицы диаметром d при скорости циркуляции *w*=0,2 m/s: 1–d=2 mm; 2–d=4 mm; 2–d=5 mm; при *w*=0,5 m/s: 4–d=2 mm; 5–d=4 mm; 6–d=5 mm; б) стеклянные частицы при *w*=0,2 m/s: 4–d=1,6 mm; 5–d=2,54 mm; 6–d=4,84 mm *w*=0,5 m/s: 4–d=1,6 mm; 5–d=2,54 mm; 6–d=4,84 mm

Установка состояла из однотрубной модели выпарного аппарата с принудительной циркуляцией и кипением в трубах. Экспериментальная теплообменная трубка, изготовленная из меди, имела размеры 28×2×2050 mm. Поверхность теплообмена выпарного аппарата по внутреннему диаметру, равнялась 0,16 m². В экспериментах в качестве модельных материалов твердой фазы были использованы стальные шарики диаметром 2, 4 и 5 мм, стеклянные шарики диаметром 1,6, 2,54 и 4,84 mm. В нижней части теплообменной трубки устанавливались сменные распределительные решетки, площадь живого сечения которых изменялась в пределах 3-5%.

Исследования проводили при выпаривании воды, а также 10 и 20% - ного раствора хлорида натрия при атмосферном давлении в сепараторе и тепловой нагрузке 10–80 kW/m^2. При каждом значении плотности теплового потока скорость циркуляции раствора повышали до 2 m/s при выпаривании жидкостей без дисперсного материала, а при работе с растворами с псевдоожиженным слоем твердых частиц, до 0,8 m/s, что соответствовало скорости уноса зернистого материала из аппарата.

Результаты экспериментов приведены на рис. 1-5. Применение метода псевдоожижения в выпарном аппарате с кипением в трубах позволило увеличить коэффициенты теплоотдачи до 2,2 раз со стороны кипящей жидкости, что видно из рис. 1. Интенсификация теплообмена при кипении в вертикальных трубах в условиях принудительной циркуляции обусловлена турбулизацией однофазной жидкости в нижней части и парожидкостной смеси в верхней части кипятильной трубы. Как видно из рис. 1, с увеличением плотности теплового потока степень интенсификации теплообмена при кипении жидкостей в вертикальной трубе существенно снижается.

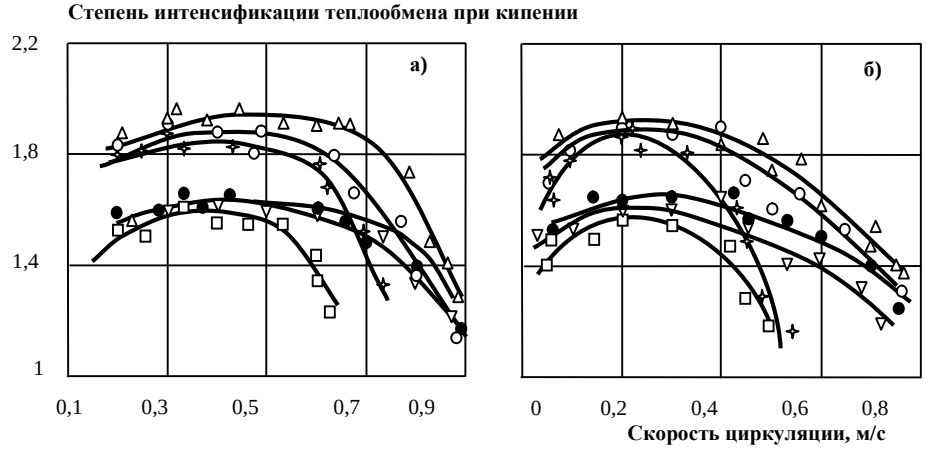


Рис. 2. Зависимость степени интенсификации теплообмена от скорости циркуляции: а) для стальных частиц при плотности теплового потока q = 30 kW/m^2 диаметром: 1-2 mm; 2-4 mm; 3-5 mm; при q = 50 kW/m^2; d: 4-2 mm; 5-4 mm; 6-5 mm б) стеклянные частицы: q = 30 kW/m^2; d: 1-1,6 mm; 2-2,54 mm; 3-4,84 mm; q = 50 kW/m^2; d: 4-1,6 mm; 5-2,54 mm; 6-4,84 mm

Ослабление зависимости теплоотдачи от воздействия твердых частиц связано с эффективной турбулизацией растущими паровыми пузырьками пристенного слоя жидкости при более высоких тепловых нагрузках. С ростом тепловой нагрузки число образующихся на стенке трубы паровых пузырей и, следовательно, количество тепла, переносимого паром увеличивается.

Зависимость степени интенсификации при кипении от скорости циркуляции

имеет экстремальный характер, что видно из рис. 2. Незначительное увеличение эффективности применения псевдоожижения твердых частиц с ростом скорости жидкости связано с повышением порозности слоя до оптимального значения. Снижение степени интенсификации теплоотдачи при кипении с увеличением скорости циркуляции происходит, во-первых, из-за повышения интенсивности теплообмена в трубе без твердых частиц, во-вторых снижением порозности кипящего слоя до единицы.

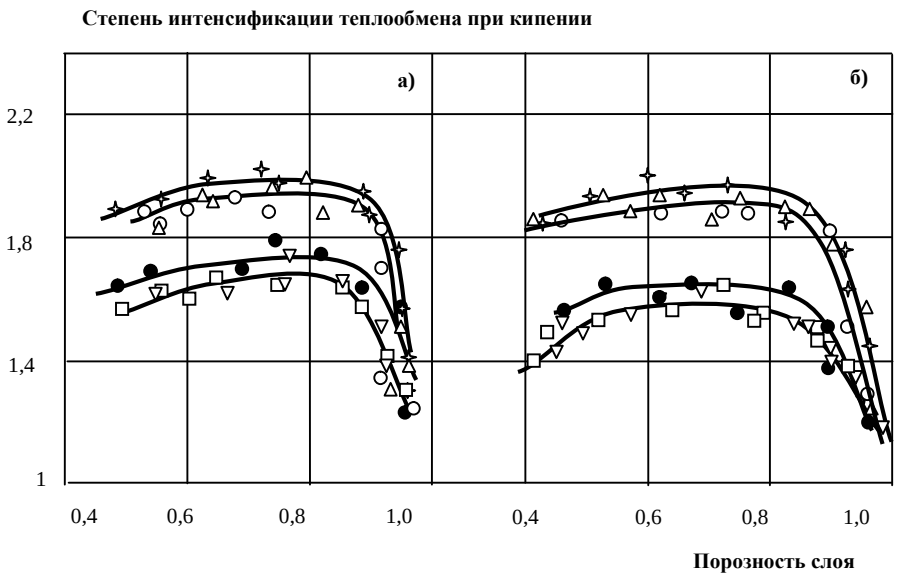


Рис. 3. Изменение степени интенсификации в зависимости от порозности слоя: а) для стальных частиц; б) для стеклянных частиц (обозначения см. на рис. 2)

Влияние величины порозности псевдоожиженного слоя на степень интенсификации теплообмена при кипении показано на рис. 3. Приведенные данные показывают, что наибольший эффект достигается при порозности слоя ε=0,6-0,9. Такая картина связана с тем, что в указанном пределе значения порозности слоя, твердые частицы оказывают более интенсивное возмущающее действие на пограничный слой и повышают пристенную турбулентность.

Характер влияния на интенсивность теплообмена размера частиц при q=const и *w*=const виден из рис. 4. В исследованном диапазоне диаметра частиц с его ростом степень интенсификации теплообмена при кипении возрастала. Это, очевидно можно объяснить тем, что при переходе к крупным частицам значительно возрастает фильтрационное перемешивание потока. Кроме того, увеличение диаметра частиц обуславливает рост критерия Рейнольдса и соответственно турбулентности потока.

Для уточнения влияния различных факторов на теплоотдачу, а также установления соответствующих количественных соотношений проведено также экспериментальное исследование зависимости интенсивности теплообмена при кипении водных растворов хлорида натрия от режимных параметров и свойств раствора - концентрации растворенного вещества, удельного теплового потока и др. Полученные при кипении растворов зависимости коэффициента теплоотдачи от плотности теплового потока, от скорости циркуляции и от порозности кипящего слоя качественно одинаковы с такими же данными при кипении чистой воды. Поэтому эти зависимости для растворов не приведены, с целью избегания повторений.

Единственное различие заключается в том, что при кипении растворов хлорида натрия, интенсивность теплообмена от стенки к раствору меньше, чем при кипении чистой воды (рис. 5). Это, очевидно можно объяснить изменением теплофизических свойств растворов, влияющих на теплообмен при кипении. Следует также отметить, что при кипении растворов в отличие от кипения однокомпонентных жидкостей с увеличением турбулентности двухфазного потока изменяется не только динамика процесса парообразования, но и интенсифицируются процессы переноса в концентрационном пограничном слое, который формируется вокруг растущих пузырей. Поэтому эффективность использования процесса псевдоожижения увеличивается на 10-20% при кипении растворов в условиях вынужденного движения по сравнению с

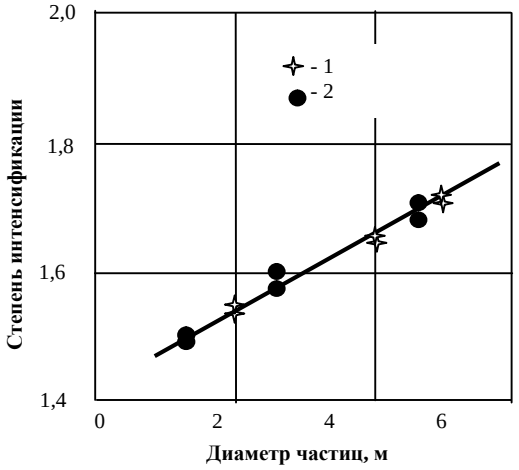


Рис. 4. Зависимость степени интенсификации теплоотдачи от диаметра частиц при U=0,4 m/s и q=40 W/m^2: 1 - стальные шарики; 2 –стеклянные шарики

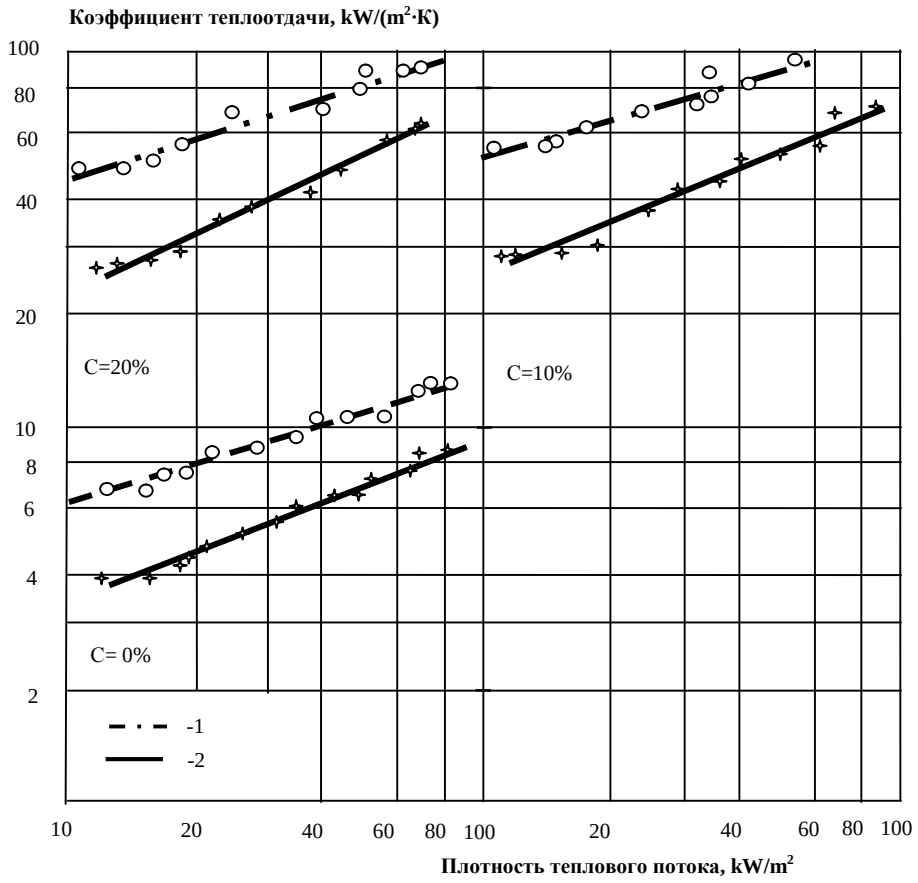


Рис. 5. Зависимость коэффициента теплоотдачи от тепловой нагрузки при различных концентрациях раствора: 1 – кипение в трубе с зернистым материалом; 2 - без зернистого материала

кипением чистой жидкости.

На рис. 5. представлены прямые α=f(q) только для скорости циркуляции, равной 0,6 m/s, чтобы излишне не загромождать поле чертежа. Данные для других скоростей находятся параллельно этим линиям.

Приведенные на этом рисунке данные подтверждают вышесказанные предположения.

Таким образом, характер влияния на теплообмен рода жидкости оказался качественно аналогичен наблюдавшемуся при кипении в тех же условиях без дисперсного слоя частиц. Это свидетельствует об определенной аналогии указанных процессов.

Изучение характера влияния размера частиц на интенсивность теплообмена при кипении растворов, показало, что среди исследованных более эффективными оказались частицы наибольшего размера, благодаря расширению области существования псевдоожижения.

Можно полагать, что интенсивность теплообмена при кипении в условиях псевдоожижения твердого зернистого материала определяется совместным протеканием процесса теплообмена с псевдоожиженным слоем на свободных от паровых полостей участках поверхности нагрева.

В исследованном диапазоне тепловой нагрузки в вертикальной опытной трубе происходит подогрев однофазной жидкости и ее пузырьковое кипение.

В процессе проведения экспериментов не было обнаружено наступление первого кризиса кипения, т.е. переход от пузырькового кипения к пленочному как для воды, так и растворов хлористого натрия.

Среди других факторов на интенсивность теплообмена наибольшее влияние оказывает порозность слоя.

Эксперимент не обнаружил влияние теплофизических свойств частиц на степень интенсификации теплообмена.

Данные по средней интенсивности теплообмена при пузырьковом кипении обобщены в форме, предложенной С.С. Кутателадзе и для кипения в псевдоожиженном слое зернистого материала получена зависимость:

$$\alpha_{кп.пс} = \alpha_{кв.пс}[1+(\alpha_{кп}/\alpha_{кв.пс})^{1,4}]^{0,71} \quad (1)$$

где $\alpha_{кв.пс}$ и $\alpha_{кп}$ – коэффициенты теплоотдачи соответственно к вынужденному потоку жидкости с зернистым материалом и при развитом пузырьковом кипении, когда интенсивность теплообмена зависит от плотности теплового потока.

Все входящие в формулу (1) коэффициенты теплообмена отнесены к разности температуры теплоотдающей поверхности и среднемассовой температуры жидкости.

Для расчета коэффициента конвективной теплоотдачи без кипения и с зернистым материалом ранее было получено уравнение:

$$\alpha_{кв.пс}=(\lambda/D_э)\cdot 0{,}05\ Re_э^{0,73}\ Pr^{0,4}\ (D/d)^{0,1} \quad (2)$$

где D-диаметр трубы (аппарата), m;

d-диаметр частиц, m.

В уравнении (2) характерный геометрический размер определяется соотношением:

$$D_э = 2\varepsilon d/[3(1-\varepsilon)] \quad (3)$$

Опытные значения коэффициента теплоотдачи отличаются от рассчитанных по формуле (1) не более чем на 10%.

УДК 001

© Долгова Н.Я., Онищенко Е.И. 2009 г.

ПРИНЦИПЫ ПОСТРОЕНИЯ УЧЕБНОГО ФИЛЬМА

Долгова Н.Я., директор Зарафшанского промышленного профессионального колледжа; **Онищенко Е.И.,** мастер производственного обучения Зарафшанского промышленного профессионального колледжа

В Зарафшанском промышленном профессиональном колледже накоплен определенный опыт создания учебных фильмов, создаваемых по темам учебной программы и предназначенных для использования непосредственно на уроке, а также при проведении факультативных занятий и внеклассных мероприятий (рис. 1). В настоящее время создано около 20 тематических фильмов.

Учебное кино обеспечивает наглядность при ознакомлении учащихся с явлениями и процессами, недоступными для непосредственного наблюдения [1-6].

Современный учебный фильм это интересный и доступный видеорассказ. Благодаря развитию компьютерной техники у создателя учебного фильма существует возможность моделировать и демонстрировать различные процессы, явления, образы, которые недоступны взору видеокамеры и человека. Учебный фильм это удобный и привлекательный инструмент, обладающий большим количеством достоинств.

Он применяется, как правило, в тех случаях, когда учебный материал недоступен для усвоения материала в обычных условиях, а также для расширения кругозора учащихся.

Учебный фильм, как правило, должен обеспечивать:

- четкое и продуманное дозирование информации, чтобы не допустить перегруженности фильма;
- отсутствие многотемности;
- простое композиционное построение кадра с четким выделением главного;
- лаконичность, выразительность, доступность дикторского текста, не подменяющего изображение;
- занимательность фильма, использование разнообразных способов и приемов съемки;
- показ изучаемого объекта или явления во всех возможных вариантах;
- создание проблемной ситуации;

Рис. 1. Генеральный просмотр учебного фильма

- включение в текст изложения вопросов, заданий, если необходимо, инструкций;
- короткие по времени или с четким разделением сюжеты или фрагменты.

Принцип построения учебного фильма практически аналогичен подготовке преподавателя к занятиям и составления им конспекта урока, то есть, создания сценария будущего действия.

При этом необходимо подобрать наиболее интересный материал, изложить его доступными для понимания средствами и, наконец, «раздать роли», хотя обычно «актеры» в последний момент узнают, получат ли они главную роль или будут играть в массовке.

Ежедневно преподавателю приходится выступать в роли режиссера и исполнителя одной из главных ролей в спектакле, который принято называть «Учебный урок».

Порядок создания учебного фильма (роликов) на персональном компьютере (ПК) можно представить в следующем виде.

1. Написание сценария. Фильм начинается со сценария. Он разрабатывается либо на основе уже отобранного материала, либо с расчетом на то, что необходимый материал, так или иначе будет найден, получен.

В сценарии отображается максимально понятно для учащихся основная идея учебного фильма. Сценарий должен содержать текст, описывающий происходящее в кадре.

К сценарию предъявляется, прежде всего, следующие требования:

- сообщаемые сведения должны быть подлинными, они должны способствовать формированию знаний и эстетического восприятия;
- сведения должны быть изложены понятно, общедоступно;
- сценарий желательно разбить на эпизоды - короткие рассказы о каком-то происшествии, случае, событии, в котором сосредоточено действие, укладывающееся в малый отрезок времени.

Сценарий должен быть построен из эпизодов таким образом, чтобы каждый из них был необходим и соответствовал сюжетной устремленности.

Работа над сценарием допускает различные подходы, к примеру:

1. Сценарий разрабатывается на основе уже отобранного материала, при этом ограничивается действие и невозможно более тонко подойти к его отбору.

2. При подборе материала возможно гибкое изменение сценария и это позволяет отобрать более яркие моменты для изложения.

Второй подход, безусловно, представляется оптимальным, так как он позволяет отбирать наиболее яркие моменты для изложения, что, в свою очередь,

способствует созданию более качественного учебного продукта.

Ответив на вопрос: что вы будете показывать, необходимо решить проблему, как и какими средствами можно реализовать проект.

Образно говоря, сценарист найден, осталось найти режиссера, оператора, монтажера и, конечно, актеров [3].

На языке пользователя ПК, звучит так: какие компьютерные программы позволят создать учебный фильм по созданному вами сценарию?

2. Создание видеофайлов. Прежде всего, об операторе - создателе видеофайлов. В кино-теле индустрии оператор – это специалист, который производит съемку фильма, или практически любые программы для ПК, одной из функций которых является создание видеофайлов (рис. 2).

Надо отметить, что это не единственные программы (оболочки) в данной области. Но они сочетают в себе простоту и функциональность.

3. Подбор актеров (графических объектов). В выше перечисленных программах в качестве актеров, как правило, исполнителей профессиональных ролей в театральных спектаклях и кинофильмах, выступают различные графические объекты. Для их использования необходимо сначала создать (или найти) рисунки, текст, фотографии, готовые видеоролики, (например, с компакт дисков), видеофрагменты снятые при помощи видеокамеры и прошедшие оцифровку, т.е. сохраненные в виде файлов, на каком либо носителе.

Наиболее простой способ: согласно сценарию сделать подборку рисунков и текста (текстовых блоков). Рисунки можно отсканировать, найти в Internet или нарисовать.

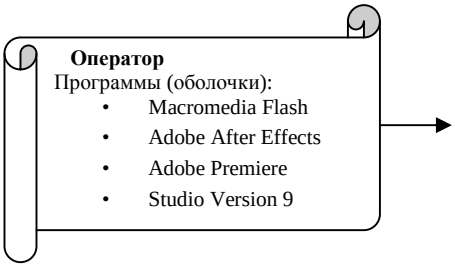
Можно предложить еще более простой способ: снятие изображения с экрана, используя кнопку Print Screen. При этом изображение помещается в буфер обмена. Затем его легко «проявить» в любом графическом редакторе, например, MS Photo Editor.

Здесь важен не процесс обработки и придания изображению каких-либо черт шедевра изобразительного искусства (ведь это - содержимое реального экрана монитора), а просто элементарное сохранение готового к использованию изображения для последующей вставки в оболочку указанного выше типа.

Программа Camtasia Recorder позволяет так же легко снимать изображение с экрана монитора. Но особенно полезным является то, что здесь можно определить область, из которой изображение поступит в буфер обмена. Подобной областью может служить и весь экран, и активное окно, и даже активное меню. Подобная функция может существенно облегчить ваш труд при создании обучающих программ, так как избавляет от рутинной процедуры отсекания лишних частей рисунка.

4. Монтажные переходы. Создав необходимый набор объектов-актеров, можно приступать к режиссерской деятельности. Она заключается в размещении графических объектов на шкале времени (timeline) (рис. 3) например, в оболочках Adobe After Effects и Macromedia Flash в придаче действию определенной динамики (смене сцен, перемещению объектов, изменению их размера, формы и т.п.).

Итак - монтаж.



Программы для ПК, одной из функцией которых является создание видеофайлов с расширением * .avi и *.swf. Они позволяют изменить порядок следования фрагментов фильма, т.е. средствами монтажа создавать готовые к просмотру видеоролики.

Рис. 2. Программы для создания видео файлов

Рис. 3. Монтажный стол видеоредактора Adobe Premiere 6.5

Монтаж есть механизм «рассказывания историй при помощи движущихся картин». В примитивном смысле - это процесс «сборки» фильма из отдельных элементов – кадров [3]. Самое простое, что можно сделать - это фильм (ролик) представляющий собой динамическое чередование картинок, после того как их подрезали и вставили в нужное место на шкале времени. Но вырезать неудачные места и вставить необходимые еще не значит смонтировать.

Гармоничный монтаж предполагает соблюдение целого набора правил. Правила эти основаны на некоторых физиологических законах восприятия зрительной и звуковой информации. Эти правила выработаны чисто эмпирическим путем на протяжении первых двух-трех десятилетий существования кино и с тех пор не претерпели существенных изменений.

Рассмотрим наиболее часто используемые правила, т.е. монтажные переходы:

4.1. Последовательность планов. План - это масштаб изображения на экране. Различают шесть планов: деталь, крупный, первый крупный, средний, общий, дальний.

1. Деталь - кадр, в котором помещается только часть лица - глаза, нос или рот, или какой-либо предмет или его фрагмент.

2. Крупный план - кадр, в котором голова человека занимает, почти все место на экране.

3. Первый крупный - кадр, в котором человек изображен до пояса.

4. Средний план - кадр, в котором человек изображен до колен.

5. Общий план - кадр, в котором человек изображен в полный рост.

6. Дальний план - человек занимает очень маленькую площадь кадра.

Многолетним опытом было установлено, что наиболее гладко воспринимается стык между планами через один. То есть, общий план монтируется с первым и наоборот, средний с крупным, и т.д. Исключения: крупный план монтируется с деталью, общий план с дальним планом.

4.2. Монтажный переход по свету. Соседние кадры не должны резко отличаться по тону и характеру освещения. Это относится к ситуации, когда, например, дальний план снят при солнечном, а общий план или средний - при пасмурном освещении. Профессионалы в таких случаях снимают облака в тот момент, когда они закрывают солнце. Такой промежуточный монтажный кадр позволяет перейти от "солнечного" кадра к "пасмурному".

4.3. Монтажный переход по цвету. Рассмотренный выше монтаж по свету является частным случаем монтажа по цвету. Обобщая вывод, сделанный по отношению к тону и характеру освещения объекта, можно легко перейти к следующему правилу: соседние кадры в месте стыка не должны резко отличаться по цвету. Если в новом кадре возникают новые цвета, то они должны занимать не более одной трети площади кадра.

4.4. Монтажный переход по композиции кадра. Начинающие видеолюбители предпочитают центральную композицию кадра. То есть, располагают главный объект по центру. Такая компоновка кадра очень распространена.

Однако, часто для большей выразительности, а иногда и по необходимости главный объект съемки располагается не по центру кадра. И тогда при монтаже возникает необходимость согласования соседних кадров по композиции.

Еще раз вернемся к ситуации, когда нужно смонтировать общий и средний план человека. Если на общем плане человек заметно смещен в одну сторону кадра, а на среднем в другую, при просмотре в месте склейки зритель на время потеряет из вида объект из-за резкого смещения центра внимания.

Чтобы этого не произошло, во время съемки и при монтаже нужно помнить еще одно правило: смещение центра внимания по горизонтали при переходе от кадра к кадру не должно превышать одной трети ширины экрана.

И так, с помощью монтажа можно настроить аудиторию на все, что угодно. Нога в ботинке наступила на хрустнувшую ветку, и птица взлетела - возникает идея осторожности перед хищниками. Ковбой вытащил ружье, и мужчина убегает - идея страха. Пирог - и пускающий слюнки ребенок - идея голода.

Кадры с изображением зацветающего дерева, затем цветущего дерева, с опадающими листьями и, наконец, с голыми ветвями показывают, что проходит год. В контексте с другими кадрами зрители воспринимают каждый отдельный кадр как символ времени года. Четыре времени года в хронологическом порядке создают у аудитории представление, что прошел год.

В итоге надо помнить, если говорить о монтаже учебного фильма, основная цель которого состоит в правильной и чисто логической последовательности кадров, то главная задача автора при монтаже добиться того, чтобы учащемуся было понятно, что происходит на экране и где разворачивается действие.

5. Заключение. Таким образом, с помощью специальных компьютерных программ можно смонтировать изображение и звук. Информационная насыщенность работы будет заключаться в том, что посредством демонстрации за короткий промежуток времени фильм (ролик) передаст такой объем информации, который нереально представить при словесном изложении с использованием других средств обучения. При этом темп предъявления информации с экрана задается такой, чтоб учащийся приспосабливался к нему, и если надо, то фильм нужно разбить на фрагменты и показывать его с определенными паузами. Продолжительность демонстрации всего фильма должна быть не более 15 мин.

Управление процессом восприятия информации с экрана определяется не только темпом ее подачи, но и логикой изложения, а также каким образом вы использовали монтажные переходы (выделение общего, среднего и крупного планов вплоть до их детального изображения и др.), дикторский текст, включенные кадры анимации и др. Целостность и законченность работы будет состоять в том, чтобы она представляла подготовленный для использования вид основного источника информации и поэтому должна содержать логически целостную информацию с определенной методикой ее подачи.

Список литературы:

1. Дж.Г. Лоусон. Фильм - творческий процесс. М. Искусство 1965г.

2. Н.Д. Панфилов. Школа кинолюбителя. М. «Искусство». 1979г.

3. К.А. Попов. Презентация или учебный фильм? По материалам Internet

4. С.И. Черепинский. Учебное кино: история становления, современное состояние, тенденции развития дидактических идей. Изд-во Воронеж. Гос. ун-та, 1989.

5. Н.Я. Долгова. Учебные фильмы в учебно-воспитательном процессе. Зарафшан 2006.

6. Н.Я. Долгова, Е.И Онищенко. Опыт создания учебных фильмов и применение их в учебном процессе. Горный вестник Узбекистана № 2 (33) 2008 г.

УДК 001

© Шодиева Қ.С. 2009 й.

БЎЛАЖАК ЎҚИТУВЧИНИНГ ПЕДАГОГИК МАДАНИЯТИ ВА ТЕХНИКАСИ

Шодиева Қ.С., доцент Бух ОО ва ЕСТИ, пед. фанл. номзоди

Педагогик фаолият маданият билан узвий равишда боғланган бўлади.

Юқори савияли маданият – педагогик меҳнатининг зарурий шарти ҳисобланади.

Маданият – сўзи лотинчадан таржима қилинганида «*ишлов бериш*», «**етиштириш**» маъносини билдиради. У инсоният томонидан ижтимоий-тарихий амалиёти жараёнида яратилган жамиятнинг ривожланишида тарихий эришилган даражасини ифода этувчи моддий ва маънавий қадриятлари тўпламидан иборат бўлади.

Маданият кенг маънода – бу жамиятнинг ривожланиши тарихий даражасидир. У одамларнинг ҳаёти ва фаолиятини ташкил этиш турлари ва шахсларида ҳамда улар яратаётган моддий-маънавий қадриятларда ҳам ўз ифодасини топади. Тор маънода маданиятни моддий ва маънавийлик каби ҳам тушуниш мумкин.

Моддий маданият ишлаб чиқариш жараёнида яратилган техника, ишлаб чиқариш тажрибаси, моддий маблағлардан иборат бўлади. Маънавий маданият фан, санъат, адабиёт, таълим,фалсафа каби соҳаларда маънавий қадриятларни ишлаб чиқариш, тақсимлаш ва фойдаланишдан иборат бўлади.

Ўзбекистон Республикаси Президенти И.А. Каримов ривожланиш стратегияси жамиятда ислоҳотлар ва қайта қуришларни ўтказиш ҳақида гапирар экан, асосий вазифаларидан бири жамиятни янада маънавий янгиланиши деб белгиланади. Ҳамда ушбу жараён жамиятдаги ўз ўрнини чуқур тушуниб етишга интилиш сифатида белгилайди деб ҳисоблайди. Инсонларнинг – сиёсий, иқтисодий, ҳуқуқий онги даражасининг ўсишидир. Инсонлар онгида, айниқса, ёшларда мустаҳкам аҳлоқий ва маънавий тушунчаларни, ижтимоий ва демократик қадриятларни мустаҳкамлаш зарурлиги ҳақида кўп бор таъкидлайди. Президентимиз маънавият ҳақида гапирганда, у инсоннинг руҳий покланиши ва ўсишига, ички дунёни бойитиш, иродани мустаҳкамлаш, ишонтириш, қадриятларни, виждон уйғонишига ундовчи ички кучни тушуниши эканлигини таъкидлайди.

Маданият фалсафий-социологик нуқтаи-назардан маданият ижтимоий ҳаётда маълум чегараларга эга ва маълум вазифаларни бажарувчи, сифатли маънога эга яхлит ижтимоий ҳодиса сифатида қаралади. Маданият жамиятнинг фаол, янгиловчи кучи сифатида мавжуд бўлади ва ривожланади.

Методологик жиҳатдан маданият жамият ривожи ва унинг аъзоларининг ижодий фаолияти жараёнида қонуний якунлари ҳисобланади.

Маданият инсоният ижтимоий-тарихий меҳнат фаолияти натижаси ҳисобланувчи моддий ва маънавий қадриятлар йиғиндиси сифатида қаралади.

Тадқиқотчилар маданият тушунчасига турли нуқтаи назардан ёндашадилар. Маданият тушунчаси жараён сифатида Э.А. Банлер ва Н.С. Злобин ишларида кўриб чиқилган.

Улар маданиятни маънавий қадриятларни ишлаб чиқиш, сақлаш, тақсимлаш ва фойдаланишни ўз ичига олган, инсон фаолиятининг (тирик) жонли жараён деб белгилашади.

Н.С. Злобин маданият – бу инсоннинг ижодий яратувчилик фаолияти деган хулосага келган.

Л.Н. Коган ва Ю.Р. Вишневскийлар маданиятни инсонларнинг жадал ижодкорлик фаолияти сифатида белгилайдилар. Э.С. Маркаряннинг фикрига кўра, маданият бу инсон ҳаёт фаолиятини биологик ҳаёт шаклларидан фарқловчидир. Зеро, биологик ва маданий ҳаёт бир ҳолатнинг икки қутби бўлади. Унда бири иккинчисини талаб қилинади.

Маданиятнинг фалсафий ривожланиш концепцияси В.С. Семёнов томонидан изоҳлаб берилган. У маданият инсон ва оламнинг ўзаро муносабатида алоҳида ўзига хос рол ўйнайди деб ҳисоблайди. У фалсафий нуқтаи назардан маданият бутун ташқи дунё-табиат ва жамият, инсоннинг ички дунёси, унинг шаклланиши ҳамда ривожланиши маъносини ўз ичига оладиган инсоннинг дунёни ўзлаштиришининг алоҳида фаол усули деб таъкидлайди.

Педагогик фаолиятда инсон маданий фаолиятининг уч шакли кўринади: 1-шакли: педагогнинг маданий ижодкорлик фаолияти. У педагог ва ўқувчилар (ўзини англаш, ўнглаш, дастурлаштириш ҳамда ўз-ўзига таъсир) шахсининг ривожланишига йўналтирилган. 2-шакли: педагогнинг инсоният томонидан тўплаган маданий бойликларини ўзлаштириш ва эгаллаш. У психик ҳолат, нутқ ва ҳоказоларни бошқаришда педагог шахсининг ўзини намоён этишга қаратилган.

Педагогнинг ўзини намоён этиши жамиятнинг тарбиявий, таълимий ва ривожлантирувчи кучи ҳисобланган, инсоният тўплаган тажрибани эгалламай туриб, амалга ошириб бўлмайди. 3-шакли: Мулоқот ва педагогнинг бевосита таъсири – мулоқот ва муносабат, ўқувчиларга маданий қадриятларни етказишда ўз маданиятининг шахсий, бевосита намоён бўлишидир.

Педагогик фаолиятнинг ҳамма турларида шу маданият амалга оширилади. Педагогик маданият имконият яратган педагогик тажрибаларни эгаллаб олиш орқали кўп қиррали муносабатлар ва муаммоларни вужудга келтиришга ёрдам беради. Ўзини англашни, такомиллаштиришни таъминлайди. Педагогик маданият муаммолари бўйича Ф.Н. Гоноболин, Н.В. Кузмина, А.И. Шербаков, А.А. Сластенин ва бошқалар томонидан тадқиқот ишлари олиб борилган. Ушбу тадқиқотларда педагогик фаолиятнинг турли хил сифатлари ва кўрсаткичлари ўрганилган. Педагогик фаолият орқали ўқитувчининг педагогик маданияти даражасини, унинг мазмуни ва моҳиятини англаш даражаси кўрсатилган. Э.А. Гришин педагогик маданиятни ифода этиб, ўқитувчининг қуйидаги касбий амалиётга аҳамиятли сифатларини кўрсатади:

- умумий билимдонлик;
- ўз фанини билиш;
- педагогик билим ва маҳоратларини доимий ривожлантириб бориш;
- касбини севиш;
- одамийлик, ҳақиқатгўйлик ва талабчанлик;
- кузатувчанлик, эътиборлилик ва одоблилик.

В.А. Сластёнин педагогик маданиятнинг интеграл кўрсаткичлари деб қуйидагиларни ҳисоблайди:

- мутахассислик шарафи ва ғурурини ҳис этиш;
- жамиятга хизмат қилиш шакли сифатида педагогик фаолиятга тайёрлик даражаси.

В.А. Кан-Калик педагогик фаолият маданияти тизимига қуйидагиларни киритади:

- ижодий индивидуаллик;
- сезги фаросат;
- одоб;
- интуиция.

В.А. Кан-Калик педагогик фаолиятга ижодий жараён сифатида қарайди. Унинг фикрича педагогик маҳоратлилик педагогик маданиятнинг бир қисми деб ҳисоблайди.

Педагогик маданият қуйидаги муҳим ташкил этувчилардан иборат дейди, В.И.Писаренко:

- интелегентлик;
- билимлар доирасининг кенглиги;
- касби бўйича билимларининг чуқурлиги;
- илмий ва ижтимоий маълумотлар оқимида йўл топа олиш маҳорати;
- педагогик фаолиятда билим ва маҳоратлардан фойдалана билиши.

А.В. Барабанщиков томонидан педагогик маданиятга қуйидагича таъриф берилади: **педагогик маданият** – бу психологик-педагогик ўқув ва маҳорати, умумий ривожланиши ҳамда касбий-педагогик сифатлари, педагогик одоби ва кўп қиррали муносабатлари тизими, фаолияти ва ҳуқуқий билимлари тўпламидир.

Е.Б. Гарман педагогик маданиятни ўқитувчининг касбий хулқи-одоби, фаолият усули, тури ва кўринишини белгиловчи интеграл, тизими, динамик тўплами сифатида тушунилади.

Педагогик маданият ўқитувчининг умумий ва касбий даражаси юқорилигини унинг психологик-педагогик билимларини, касбий-педагогик тарбиясини, педагогик фаолиятга сабабли-қадриятли муносабатларини ўз ичига олади.

Педагогик маданият асосида Я.Б.Гармешнинг фикрича учта гуруҳ ётади:

- касбий одоблилик;
- шахсий психологик хусусият;
- фуқаролик бурчи.

С.Ф.Седюк педагогик маданият таркибига қуйидагиларни киритади:

- шахснинг касбий педагогик йўналганлиги;
- педагогик сифатлар (қобилиятлар);
- махсус тайёргарлиги;
- ўқитувчининг касбий маҳорати;

Педагогик маданият муаммоларини ўрганиш, бу тизимнинг қуйидаги ташкилий қисмларини ажратиб кўрсатишга имконият беради.

1. <u>Бўлажак ўқитувчининг шахсий касбий педагогик йўналганлиги.</u>

Бу компонент тизимини ташкил этувчи элемент ҳисобланади. У педагогик жараённинг унинг қизиқишлари, лаёқати, ишончи, ғоялари орқали педагогик фаолиятни инсонпарварлаштиришга қаратилган мустаҳкам сабаблар тўпламидан иборат бўлади.

Педагогик жараённи ташкил этишда **ўқитувчининг шахсий касбий педагогик йўналганлиги** қуйидагиларни ўз ичига олади:

- ғояларини (педагогик вазифаларни кенг кўра олиши, педагогик фикрлаши ривожланиши, ўзини ривожлантириш билан шуғулланиши, педагогик ўзаро алоқаларда профессионализмга эришиш);
- қизиқишлари (фанга қизиқиши, психологик-педагогик билимларини такомиллаштириши, ўқитувчиларнинг таълим даражасини ва умумий маънавий маданиятларини ошириш);
- қадриятли йўналишлари (юқори билимга эга

бўлиш, тарбиялаш, ўқитувчи ва ривожлантириш жараёнларида ўқувчиларини фаоллаштириш).

Р.О.Кузменко касбий-педагогик йўналганлиги ўқитувчининг иши муваффақиятли бўлишига ёрдам берувчи зарур талаб ва қизиқишларни қондириш ҳаракатларини бошқарувчи сифатида ва бир вақтнинг ўзида сабаблар сифатида иштирок этувчи деб ҳисоблайди. Касбий педагогик йўналганлик ўқитувчининг педагогик фаолиятининг маданияти тизимида муҳим ўрин эгаллайди.

С.Ф.Седюк ўзиинг тадқиқотларида касбий йўналганликка қуйидагича таъриф беради: шахснинг касбий педагогик йўналганлиги – бу педагогнинг ўзини ривожлантириши, ўзини намоён этиши ва педагогик ўзаро алоқалар жараёнида унинг мустаҳкам педагогик ғоялари, қизиқишлари ва қадриятли йўналишлари мавжудлигидан иборат бўлади. Касбий педагогик йўналишлари ўқитувчининг ишида аниқ педагогик вазифаларни белгилайди.

Масалан, маъруза ўқитиш фаолиятида қўйилган муаммоли вазиятни ўқувчилар иштирокида ҳал этиш кетма-кетлиги таркибини таъминлаш масаласи қўйилган ёки ўқувчилар фаолиятини фаоллаштирувчи ўйин вазиятларини амалга ошириш, таъсир кўрсатиш таркибини аниқлаш масаласи қўйилади. Лаборатория машғулотларида тажриба дарсларини ўтказишнинг сифатини оширувчи, ўқувчиларнинг лаборатория ишларини бажаришга тайёргарлигини дастлабки текширишини таъминлаш, тавсиялар тайёрлаш ҳисобланади.

Касбий педагогик йўналганлиги муаммоси кўпчилик педагоглар ва психологларнинг тадқиқотларининг предмети ҳисобланади. Бу муаммоларни ўрганишга Ф.Н. Гоноболина, М.И. Дьяченко, Л.А. Кадибович, И.Ф. Кривонос, Н.В. Кузмина, С.В. Мельцер, Л.И. Рувинский, Н.Н. Тарасевич кабиларнинг ишлари бағишланган. Касбий педагогик йўналганлик масалалари билан Т.В. Андреева, С.Х. Асадулина, Г.И. Ганончук, В.Н. Гоголева, Д.Е. Есельбаева, Е.Я. Захарова, Ж.В. Иванова, Л.А. Игнатенко, М.Е. Коневскаялар шуғулланганлар.

Юқорида айтиб ўтилганлар асосида қуйидаги хулосани асослаш мумкин. Яъни ўқитувчи ва ўқувчи орасидаги ўзаро ҳурмат категориясининг шаклланиши ўқитувчида ўз касбига хос бўлган хусусият билим, қадрият – шавқатлилик, меҳрибонлик, болаларга бағрикенглик ҳамда софдиллик тушунчаларини пайдо бўлиши касбий маҳоратнинг кўникманинг ҳосил бўлишига олиб келади.

Ўз – ўзидан турли салбий хусусиятлар яъни саёз билимдонлик, бефарқлик, шавқатсизлик, камситиш кабиларга йўл қўйиб бўлмайди. Касбий маҳоратнинг ўсиши ўқувчи – ўқитувчи – етук шахс учлигини келтириб чиқаради. **Педагогик фаолиятнинг асосида уни пайдо қиладиган сабаблар ва мақсадлар** ётади.

Сабаблари - педагогнинг педагогик фаолиятига англаб етган ҳолда интилиши билан ифодаланади.

Мақсадлари – бу ўқитувчининг касбий фаолиятида натижаларга эришишга интилишларидир.

Шундай ўқитувчи шахсининг касбий педагогик йўналганлиги ўзида унинг ғояларини, қизиқишларини, қадриятли йўналишларини бирлаштиради ва педагогнинг шахсий сифатларини мослаштириши ҳақиқий имкониятларини, унинг ўқув тарбиявий жараён талаблари касбий даражасини акс эттиради.

2. Педагогик шахсий сифатлари (педагогик қобилиятлари)

Педагогик қобилиятлари педагогик маънода Б.Г. Ананьев, С.П. Рубинштейн, Б.М. Жеклов ҳамда А.Г. Ковалев, Н.В. Кузмина, Б.Ф. Ломова, Н.В. Мясишев, К.К. Платонов ва бошқалар томонидан ўрганилган.

Бу ишларда педагогнинг қобилиятлари, шахсни педагогик фаолиятга лаёқатли қилувчи унинг шахсий хусусиятлари сифатида белгиланган.

Педагогик қобилиятлари педагогик маҳоратни такомиллаштиришни таъминловчи жараён ва ўқитувчининг педагогик маҳоратини оширувчи жараённи таъминловчи педагогик шахсий сифатлар тўплами сифатида ифода этилади.

Педагогик қобилият қуйидагилардан ташкил топади:

- Коммуникативлик (ўқувчиларга ёқиши, меҳрибонлиги, хушмуомалалиги);
- перцептив қобилиятлари (касбий мутахассислик);
- иродавий таъсир этиши ва мантиқий ишонтириш қобилияти;
- эмоционал барқарорлигини (ўзини тута билиши);
- оптимистик тахмин қилиш;
- креативлик (ижодкорликка қобилияти) ва бошқалар.

Баъзи муаллифлар педагогик қобилиятга қуйидагиларни киритадилар:

- ташкилотчилик қобилияти;
- коммуникатив маҳорати;
- дидактик қобилияти;
- илмий ўрганиш (аналитик) қобилияти;
- перцептив ва бошқалар.

Педагогик қобилиятлар педагогик маданият тизимида муҳим аҳамиятли қисм бўлиб, улар педагогик маданиятда юксак даражага эришиш учун муҳим шароитлар ҳисобланади.

МУРОДОВ МУСТАФО МУРОДОВИЧ

(к 70-летию со дня рождения)

Исполнилось 70 лет заведующему кафедрой «Механика» Бухарского технологического института пищевой и легкой промышленности, члену специализированного Совета ДК 120.06.01 по защите кандидатских и докторских диссертаций при Ташкентском институте ирригации и мелиорации Мустафо Муродовичу Муродову.

В 1962 г. после окончания института, получив специальность инженера-механика, М.М. Муродов был направлен на работу в качестве ассистента кафедры «Сопротивление материалов» в Бухарский филиал Ташкентского политехнического института. В 1966 г., успешно сдав вступительные экзамены, он был зачислен в аспирантуру лаборатории «Механизация допосевной обработки почвы» Среднеазиатского научно-исследовательского института механизации и электрификации сельского хозяйства (САИМЭ ныне УзМЭИ).

Будучи аспирантом М.М. Муродов активно повышал свой научно-технический уровень, уделяя много внимания освоению новейших современных теоретических и экспериментальных методов изучения физико-механических и технологических свойств почвы и почвообрабатывающих машин.

В 1970 г. после защиты кандидатской диссертации М.М. Муродов работает научным сотрудником САИМЭ и занимается вопросами серийного внедрения плугов, предназначенных для основной обработки почвы под хлопчатник. По совместительству продолжает педагогическую деятельность на кафедре «Сопротивление материалов» Ташкентского политехнического института.

В 1971 г. М.М. Муродов работает старшим преподавателем кафедры «Общетехнические дисциплины», одновременно создавая лаборатории «Сопротивление материалов» и «Теория механизмов и машин». В 1972-1977 гг. он работает заведующим кафедрой «Механика» Бухарского филиала ТашПИ. В 1973 г. М.М. Муродову присваивается звание доцента кафедры «Механика». Именно в эти годы проявляются его организаторские способности.

Сотрудникам кафедры «Механика» поручается подготовка инженеров-механиков по специальностям «Эксплуатация автомобильного транспорта» и «Сельскохозяйственные машины».

Под руководством доцента М.М. Муродова были организованы лаборатории «Сельскохозяйственные «Технология машиностроения» и «Гидравлика, гидромашины и гидроприводы».

М.М. Муродов руководит научной темой по исследованию напряженно-деформированного состояния почвы при механическом воздействии на них. Для выполнения данной работы на кафедре создается научная лаборатория «Физико-механические и технологические испытания материалов».

Работая в 1973-1975 гг. по совместительству старшим научным сотрудником на Бухарской опытной станции Всесоюзного НИИ хлопководства, он занимается вопросами внедрения научных разработок для почвоуглубления при пахоте, для распашки люцерников и др.

С организацией в 1977 г. Бухарского технологического института пищевой и легкой промышленности М.М. Муродов начинает работать заведующим кафедрой «Механика», в дальнейшем деканом вечернего технологического факультета, проректором по вечерне-заочному обучению этого института.

В 1988 г. М.М. Муродов во Всесоюзном институте механизации (г. Москва) защищает диссертацию на соискание ученой степени доктора технических наук на тему: «Разработка комплекса почвообрабатывающих машин для разуплотнения почвы при возделывании хлопчатника».

Благодаря тесной работе с выдающимися учеными Ф.А. Долинским, В.И. Виноградовым, К.Д. Подскребко, В.В. Кацыгиным, А.П. Грибановским, А.С. Кушнаревым, М.В. Мухамеджановым, Г.М. Рудаковым, А.Х. Хожиевым, Р. Байметовым, В.А. Сергиенко и др. в области изучения взаимодействия рабочих органов почвообрабатывающих машин с почвой его научная деятельность характеризуется многогранностью, глубокой теоретической проработкой рассматриваемых вопросов, четкостью поставленных целей и наиболее рациональными путями их решения, тесной связью научных исследований с непосредственными запросами сельскохозяйственного производства республики.

Областью научно-исследовательской деятельности профессора М.М. Муродова является развитие новых прогрессивных направлений в создании теории механики почвы и почвообрабатывающих машин, реализуемое в следующих основных направлениях:

– создание научных основ управления напряженно-деформированным состоянием грунтового массива с применением метода фотоупругости;

– научно-техническое обоснование методов управления энергоемкостью почвообрабатывающих машин путем совершенствования технологии и технологических средств;

– научно-техническое обоснование и разработка средств для комбинированной обработки почвы с неблагоприятными подпахотными включениями.

Результаты его научно-исследовательских работ обобщены в 10 монографиях и более 130 научных работах. Мустафо Муродов ведет большую практическую работу по подготовке научных кадров. Под его научным руководством защищено 3 докторских и 12 кандидатских диссертаций.

За плодотворную научную, научно-организационную и производственную деятельность М.М. Муродов награжден почетным знаком «Мустакиллик», медалью «Ветеран труда», благодарностью министерства Высшего и среднего образования Республики Узбекистан, неоднократно отмечается благодарностями по институту. Награжден дипломом выставки достижений народного хозяйства Узбекистана.

Мустафо Муродов по-прежнему энергичен, требователен, в то же время по-отечески доброжелателен к коллегам по работе. Его многогранная жизнь ученого, педагога и общественная деятельность – достойный пример беззаветного служения народу и науке.

Поздравляя Мустафо Муродова с юбилеем, научно-техническая общественность желает ему крепкого здоровья и дальнейших творческих успехов в развитии науки и плодотворной работы на благо нашей Родины.

ЛАШКО ВИКТОР ТРОФИМОВИЧ

(к 70-летию со дня рождения)

Исполнилось 70 лет Виктору Трофимовичу Лашко - ученому в области открытой разработки месторождений полезных ископаемых, старшему научному сотруднику Института проблем природопользования и экологии Национальной академии наук Украины, кандидату технических наук.

В.Т. Лашко является ответственным исполнителем и научным руководителем многих комплексных тем и исследований по разработке технологии и технологических процессов разработки глубоких карьеров на месторождениях Украины, Архангельском и Якутском месторождениях алмазов (Россия) карьеров золоторудных месторождений Государственного предприятия «Навоийский ГМК» Узбекистана.

При его непосредственном участии и научном руководстве, в сотрудничестве со специалистами ГП НГМК, научно обосновано и подтверждено технико-экономическими расчетами применение в условиях карьера Мурунтау ЦПТ для разработки горной массы, транспортирования и отсыпки в отвалы взорванных вскрышных пород. Обоснованы основные параметры ЦПТ, созданы рациональные схемы внутрикарьерных транспортных коммуникаций, позволяющие перемещать горную массу кратчайшим путем, разработаны технологические мероприятия по согласованию режима работы циклического и поточного звеньев ЦПТ для повышения ее производительности, разработана ресурсосберегающая технология отработки карьера Мурунтау и карьеров месторождения Кокпотас с внутренним отвалообразованием.

Законченные результаты выполненных работ, научные обобщения и рекомендации послужили основой и были использованы для разработки технико-экономических обоснований и проектных решений по циклично-поточной технологи карьера Мурунтау в ведущих институтах (УзГЕОТЕХЛИТИ) Узбекистана, России (ВНИПИпромтвхнологии) и Украины (УкрНИИпроект).

Выполненные под руководством В.Т Лашко исследования характеризуются высоким научным уровнем, неоднократно докладывались на республиканских и международных совещаниях и конференциях и систематически публикуются в печати.

Лашко В.Т. является автором более 170 научных трудов, в том числе пяти книг, автор 16 изобретений.

Он награжден знаком «Горняцкая слава» 2-й степени.

Поздравляя Виктора Трофимовича Лашко с юбилеем, горнотехническая общественность Государственного предприятия «Навоийский ГМК», друзья и коллеги желают ему здоровья, благополучия и новых творческих успехов.

УДК 622

© Марченко В.С. 2009 г.

НЕОБЫКНОВЕННЫЙ УЧКУДУК

Марченко В.С., зам. главного геолога ГРП-2 Северного рудоуправления ГП НГМК

(Продолжение. Начало в журнале «Горный вестник Узбекистана» № 1 (36), 2009 г.)

Гость небесный – «Учкудук»

Два десятка лет назад, 21 июня 1989 г. неподалеку от города Учкудука произошло удивительное событие- падение метеорита.

Надо сказать, что явление это не столь уж редкое, небесные гости из глубин космоса залетают частенько в атмосферу нашей планеты. В этом легко убедиться, понаблюдав некоторое время безлунной ночью за небосводом. Большинство метеоритов сгорают в атмосфере, прочерчивая в небе огненные стрелы, и лишь немногие падают на поверхность Земли. Уникальным случаем является наблюдение падения метеорита вблизи, а уже найти его и поднять – это действительно редкая удача.

Так что же произошло 21 июня 1989 г. неподалеку от Учкудука?

Летний вечер, солнце ещё не зашло. На обочине дороги, примерно в полутора километрах от аула Бузаубай, мирно беседует группа жителей этого аула. Внезапно слышится шелестящий звук, словно по дороге на большой скорости движется легковой автомобиль. Чабаны машинально осматривают дорогу в обоих направлениях, но никакой автомашины не видно. Шелестящий звук резко обрывается и в пятидесяти метрах от людей поднимается облачко пыли. Все тут же подбегают к этому месту и видят лежащий в песчаном грунте угловатый камень черного цвета размером приблизительно десять сантиметров в поперечнике. При падении камень оставил после себя овальную в плане воронку размером 50 сантиметров по длинной оси, вытянутую в широтном направлении.

Судя по её форме и углублению, метеорит падал с запада на восток под углом примерно в шестьдесят градусов. Один из сельчан берёт было камень, но тут же выпускает его из рук - камень горячий. Сельчане решают его расколоть и поделить между собой – многие ли могут похвастать подобным сувениром. Так они и делают.

Весть о находке дошла до Учкудука только через месяц и ею сразу же заинтересовался зам. главного геолога Северного рудоуправления Владимир Алексеевич Платков. Он приезжает в Бузаубай и ему удаётся заполучить только два кусочка расколотого небесного камня общим весом 174 гр. Он их отправляет в бывший Комитет по метеоритам АН СССР, где они определяются как части железно-каменного метеорита класса «хондрит». Там же он официально регистрируется и получает название «Учкудук». По заключению старшего научного сотрудника Комитета Р.Л. Хотинка, данный метеорит представляет большой научный интерес.

Где же остальные обломки метеорита?

Вместе с В.А. Платковым, а затем и самостоятельно я попытался отыскать в Бузаубае оставшиеся фрагменты метеорита «Учкудук», но безуспешно. Все, с кем я ни встречался, утверждали, что они затерялись. Тем не менее, надежда отыскать в Бузаубае «Учкудук» не утеряна.

Загадки топонимики

Очевидно, многих интересует, почему та или иная местность называется так, а не иначе и с чем связано происхождение названий населенных пунктов, гор, колодцев, родников и т.д. Почему, например, наша пустыня именуется Кызылкум, а поднятие, на южных склонах которого расположен Учкудук, называется Букантау? Внешне все просто: «кызыл» - красный, «кум» - песок, «уч» - три, «кудук» - колодец, «Букан» - имя человека, «тау» - гора, горы, вот и все происхождение. Но все это только внешне.

Есть очень интересная наука – топонимика, которая занимается не только происхождением географических названий, но и их грамматикой, смысловым содержанием. Греческое слово «топос» переводится как место, местность, «онома» -имя. Топонимика – это научная дисциплина, образовавшаяся на стыке истории, географии и языкознания, и в то же время, истинно народное творчество. Географические названия или топонимы, сопровождают нас повсюду, и все они имеют собственное географическое имя, свой конкретный адрес.

Не все географические названия удается расшифровать, корни многих уходят в далекие тысячелетия, отчего полностью видоизменяются. Большое значение имеет миграция племен и целых народов, принимающих старые названия географических пунктов или присваивающих новые.

Это необходимое вступление поможет нам продолжить рассказ о топонимах, принятых и употребляемых в нашем регионе.

Вернемся к топониму Кызылкум. Этимология этого слова, как мы уже выяснили, проста и означает «красный песок». Но ведь фактически эоловые пески Кызылкумов мало чем отличаются по цвету от песков Каракумов или других пустынь. Некоторые специалисты предполагают, что название пустыни Кызылкум, возможно связано со словом Кызыл-дарья – так раньше называли Джанадарью – дельтовый приток Сырдарьи, доходящий когда-то до дельты Амударьи.

По предположению Р.Л. Югая название «Кызылкум» относилось только к песчаным массивам между Джанадарьей и Букантау, а затем уже распространилось на всю нынешнюю территорию. В некоторых трудах упоминается и другое название

этой местности: Бухоро чули – Бухарская пустыня. Впервые же топоним Кызылкум встречается в отчете путешественника Тимофея Бурнашева, который в 1794-95 г.г. прошел через пески в Бухару и, очевидно, принял то название, которое здесь существовало. На одной из архивных карт, составленной в 1816 г., пустыня уже обозначена как «Кызылкум».

Слово «кум» распространено у многих народов. Из тюркских языков оно перекочевало в таджикский и даже в албанский языки. Если говорить о Центральной Азии, то тюркские топонимы здесь самые распространенные.

Большинство топонимов пустыни Кызылкум, так или иначе, связаны с формами рельефа и другими особенностями конкретной местности, типами колодцев и именами людей, оставивших о себе добрую память.

Очень часто встречаются такие слова, как «кара», «кызыл», «узун», «катта», «сары», «тау», «казган», «кудук», «кум», «мурун». В основном местные топонимы имеют двух или трех элементарную структуру, т.е. состоят из двух-трех слов, воспринимающихся как одно слово. Рассмотрим топоним Мурунтау, так называется конкретная гора в районе известного месторождения Мурунтау. Слово это двухэлементное, т.е. «нос» плюс «гора». По форме гора действительно напоминает нос, отчего и получила такое название. А теперь обратимся к топонимам Учкудукского района, среди которых немало загадочных.

Учкудукский район характеризуется разнообразием форм рельефа, а отсюда и набором определенных топонимов. Прежде чем о них рассказать, нелишним будет хотя бы в общих чертах познакомиться с топографическими особенностями района.

В центральной части значительную площадь района занимают горы Букантау и прилегающие предгорья, рассекающие Центральные Кызылкумы с юго-востока на северо-запад и протягивающиеся на расстояние свыше двухсот километров. Юго-восточная часть поднятия находится за пределами Учкудукского района и относится к Тамдынскому району.

К югу предгорье Букантау и прилегающая равнина резко сменяются огромной котловиной Минбулакской впадины с крутыми чинками обрывов, изборожденных многочисленными промоинами, руслами временных сезонных водотоков, берущих начало в горной части Букантау. Еще далее к югу начинаются барханные пески Джаманкум, постепенно сменяющиеся предгорной равниной, а затем и предгорьями поднятия Ауминзатау. С севера предгорья Букантауского поднятия перекрываются чехлом барханных песков, которые развиты вплоть до границы с Казахстаном и за ее пределами. Среди однообразия песчаных гряд и холмов здесь отмечаются бессточные котловины с ровными площадками такыров и отдельные древние останцы-бугры мезокайнозойских пород глинисто-песчано-карбонатного состава.

Вернемся к топонимам и начнем с поднятия Букантау. Название гор интерпретируется просто: Букан – имя человека, «тау» - гора, горы. Поначалу название соотносилось с именем некогда жившего в этих краях человека (о нем рассказ впереди) и распространялось только на центральную часть возвышенности. Постепенно под названием Букантау закрепилось название всей возвышенности и под этим именем оно фигурирует на современных географических картах.

В пределах Букантау очень много более мелких локальных «тау». Это Тахтатау, Джетымтау, Сарытау, Огузтау, Алтынтау, Бозтау, Джаманкаскыртау, Улькенкаскыртау и др. Некоторые из них имеют трех элементную структуру. Например, Джаманкаскыртау переводится так: - «плохие волчьи горы». Название отдельных поднятий в Букантау имеют окончание «тас» - «камень». Это Джартас, Кокпатас. В равнинной части пустыни одиночные бугры, и холмы также носят окончание «тау». Ряд возвышенностей именуются своеобразно и имеют любопытные варианты перевода.

Так, обособленное поднятие «Окжетпес» буквально интерпретируется как «пуленедосягаемый» или «не долетит стрела», а название горы «Ташмурун» переводится как «каменный нос».

Самая высокая точка Букатау, высота которой составляет 764 м над уровнем моря, носит название «гора Ирлир». Название видоизмененное и происхождение его связано с именем «Ерлер». Так звали весьма почитаемого в народе святого человека, некогда жившего в этих краях. С ним, кстати, связано и название источника пресной воды неподалеку от поселка Кулкудук. Там же находится и могила святого, а в целом это место называется «Ерлер ата». Это уникальный природный оазис в Центральных Кызылкумах, где растут многолетние деревья, образующие целую рощу и где усталого путника, испившего вкуснейшей холодной водицы, укроет от палящего солнца густая зеленая крона растительности.

Некоторые топонимы в Кызылкумах отражают отрицательные формы рельефа и имеют окончание «ой», что означает «овраг» или «лощина» (Кызылой, Каттаой и др.). В котловинах или бессточных впадинах, где образовались такыры, сооружались временные водохранилища – «каки», в которых в период весенних паводков собиралась пресная вода (Зангаркак, Кызылкак, Куланкак и др.)

Очень много в Учкудукском районе «кудуков» - колодцев, хотя не все колодцы имеют это окончание. Очень часто их названия отражают тип и глубину колодца, качество воды, имена людей, живших здесь или выкопавших колодец. В последнем случае в окончаниях названия колодца присутствует слово «казган» - «копал». Бывает, что в названии отмечается даже национальность выкопавшего колодец человека: «узбекказган», «туркменказган», «каракалпакказган». Однако, наиболее часто слово «казган» ставится после имен людей. «Мустафаказ-

ган», «Каримказган», «Ибрагимказган» и даже «Николайказган». А вот примеры названий, отражающие качество воды в колодце: «Ширинкудук» - «сладкий колодец». В случае, если вода имеет горько-соленый привкус, в названии присутствует слово «ащи» - «горький»: «Ащикудук», «Аякащи» «Жумабайащи». Немногочисленные в Учкудукском районе родники – «булаки» также не всегда имеют такое окончание. Это уже упоминавшийся родник Ерлер (на современных топокартах «Ирлир»), родники «Оразалы», «Косем», «Бохалы», «Мечетсай».

Название многих населенных пунктов и ферм в Учкудукском районе связаны с находящимися в этих местах колодцами и примеров здесь много: Учкудук, Кулкудук, Юзкудук, Тамдыкудук, Узункудук. В этой последовательности они переводятся так: три колодца, колодец раба, сто колодцев, капающий колодец, длинный колодец.

Надо сказать, что топонимы часто служат хорошим поисковым ориентиром для геологов, историков, этнографов, поскольку в названиях гор, колодцев, родников, аулов и т.д. порою заложена интереснейшая информация.

А теперь рассмотрим некоторые топонимы Учкудукского района детальнее.

Букантау. Как уже отмечалось это самое северное горное поднятие в Кызылкумах, сложенное древними домезозойскими породами. В таком виде название фигурирует на современных географических и топографических картах, хотя вернее было бы написание «Бокантау».

Согласно легенде, жил некогда в горах севернее современного поселка Кулкудук батыр по имени Бокан, чьи предки были из младшего жуза рода Табын. Прослыл он в народе защитником простых степняков, которым не было покоя от разбойников. Сам Бокан был человеком могучего телосложения, честным и смелым. Вместе со своими джигитами противостоял он набегам, всегда победа была на стороне Бокана. Много раз пытались его убить, но все попытки были безуспешными. Бокана убили коварно. Разбойники подкараулили и схватили двух его несовершеннолетних дочерей, которые безмятежно прогуливались в ущелье неподалеку от дома. Запугав девочек, разбойники выпытали у них, что убить отца можно только во время утреннего намаза, попав стрелой точно в отверстие кольчуги у самого сердца. Разбойникам удалось это сделать, и батыр был убит. Горы, где он жил, получили название Бокантау, которое затем распространилось на всю огромную возвышенность. Имя Бокана также связано с названием колодцев «Кырбокан» и «Ойбокан», а могила его находится неподалеку от Ойбакана.

Тубаберген. Этим названием именуют горную местность, находящуюся в северо-западной части поднятия Букантау. Топоним «Тубаберген», согласно легенде, увязывается с именем купца Тобабергена, сына Киикбая, водившего караваны через все Кызылкумы. Однажды зимой, возвращаясь с очередным караваном, Тобаберген вынужден был остановиться в пустынных горах. Верблюды сильно устали, исхудали и не могли нести поклажу. Запас продуктов был достаточным и караванбаши Тобаберген принимает решение дожидаться в этом месте весны. Весна наступила дождливая, с обильным травостоем, верблюды быстро поправились, и купец вскоре продолжил свой путь. С тех пор эта местность в народе называется «Тобаберген».

Кулкудук. Это имя носит поселок, один из крупных населенных пунктов в Учкудукском районе. Неподалеку от поселка, к северо-западу, на карте района отмечена также гора с таким названием. Кулкудук буквально переводится как «колодец раба». Очередная и очень красивая легенда, связанная с этим топонимом гласит, что некогда был у хорезмшаха раб, очень красивый и сильный юноша, которого полюбила дочь шаха. Юноша тоже ее полюбил, но шах, естественно, был против их союза. Влюбленные решили бежать из дворца. Выбрав двух лучших скакунов и погрузив все необходимое для побега, они скрылись в песках Кызылкумов. Много дней они были в пути, и, наконец, прибыли в край, где было много дичи, росли густые заросли саксаула и бил родник с пресной водой. Юноша и девушка построили себе жилище на горе, а прямо к роднику пробили подземный ход. Влюбленными и было положено начало аулу под названием «Кулкудук».

(Рассказы о топонимах «Букантау», «Тубаберген», «Кулкудук» и связанных с ними легендах написаны с использованием материалов А. Даулетова, жителя пос.Кулкудук).

Кокпатас. Топоним буквально переводится как «каменные ворота». Это название имеют горы в центральной части Букантауского поднятия, колодец и аул. «Кокпатасской» называется также геологоразведочная экспедиция, коллектив которой открыл золоторудное месторождение «Кокпатас». Название топонима не случайное. Близ колодца и аула, к северу, долина Кокпатас сая переходит в скалистое ущелье, действительно напоминающее каменные ворота. В памяти народа также живет легенда о Кокпатасе, удивительным образом похожая на легенду о Кулкудуке.

Рассказывают, что жил в этих местах красивый и умный джигит по имени Утемис. Он влюбился в дочку богатого бая – красавицу Карлыгаш. И она его полюбила, да отец красавицы не мог пережить позора, не захотел связывать родственные узы с нищим. Тогда влюбленные решили бежать тайком и искать счастье на чужбине. В одну из темных ночей Утемис и Карлыгаш, оседлав лошадей, поехали куда глаза глядят. Узнав, что Карлыгаш сбежала с босяком, рассерженный бай снарядил погоню. Как не старались влюбленные оторваться от преследователей, они все же настигали их. Если бы настигли, Утемиса ждала бы верная смерть, а Карлыгаш – неволя. В самый последний момент, у подножия гор они увидели большое ущелье и направили коней

туда. Скала перед ними раздвинулась и открыла вход в подземное царство. Когда разгоряченные погоней преследователи ворвались в ущелье – скала сдвинулась, и вход закрылся. Как ни старались джигиты бая сдвинуть камень, они не смогли этого сделать. Что дальше было с влюбленными, к сожалению, не ведомо. По одной из версий, святая покровительница подземного царства почему-то рассердилась на людей и закрыла путь к подземным сокровищам. Получается, что геологи Кокпатасской экспедиции смогли чем-то умилостивить святую, и она открыла им тайну земных недр.

(Легенда о Кокпатасе взята из материалов газетной статьи А. Изтелеуова, а рассказал ее житель поселка Юзкудук, достопочтенный Кушекбай-ата).

Алтынтау. Это горное поднятие с юго-запада примыкает к Букантауской возвышенности и буквально переводится как «золотые горы». «Алтынтау» - наиболее интересный топоним для геологов. Относительно недавно здесь действительно были выявлены хорошие признаки золотого оруденения. Неужели в далеком прошлом о золоте этих мест было известно? Такие названия не появляются зря. На этой загадке мы уже заострили внимание в начале нашего цикла, где говорилось о древних золотых рудниках. А вот и рассказ-версия на эту тему

По следам призрачных караванов

Местоположение рудников и все, что было с ними связано, являлось страшной тайной, а тайны в Арке хранить умели. Из глубины веков тянулись нити сведений о сказочных богатствах пустыни, почерпнутые из древних рукописей массагетов. Некоторые ниточки обрывались при попытке прикоснуться к тайне, а некоторые тянулись и приводили к желанным кладовым.

…Агама забралась на самую вершину куста саксаула, который мерно раскачивался под дуновением утреннего ветерка. До предела выпучив свои шаровидные глаза и покрутив головой во все стороны, ящерица замерла, ничто не привлекло ее внимания. Из-за кромки гор Алтынтау стремительно выкатывалось ослепительное солнце, преображая утренний пейзаж и внося яркие краски в картину пробуждающейся пустыни.

Между тем, в этой, внешне безмятежной и умиротворенной атмосфере начинающегося дня, наметились какие-то неясные пока изменения, откуда-то повеяло тревогой. Рывший норку суслик прекратил свою работу и взобравшись на кучку выкинутого песка, в испуге замер свечкой, готовый в любой миг нырнуть в свое подземное убежище. Дремавшая агама встрепенулась, перебежала еще выше по ветке и тоже замерла в оцепенении, только хвост ее то закручивался в спираль, то распрямлялся, выражая крайнюю степень тревоги.

Из-за черной, покрытой пустынным загаром скалистой горы, полузанесенной барханными песками, вдруг появился всадник. Через мгновение появился и другой. Оба спешились и стали неторопливо подниматься на вершину горы. Там они долго совещались, вглядываясь в какой-то свиток, затем человек в белом взмахнул рукой. Из лощины, вытягиваясь огромной змеей между барханами, показался караван верблюдов, часть которых несли на себе провизию в мешках и воду в больших бурдюках. На остальных верблюдах нагружены какие-то металлические предметы, завернутые в кошмы. Путь каравана тянется из благословенной Бухары через Каракатинскую впадину, учкудукские колодцы, в самое сердце великой пустыни, к горам Алтынтау.

Пролетело лето. Агама сидела на верхушке того же полюбившегося ей куста саксаула и ловила спиной и боками едва греющие лучи осеннего солнца. Она равнодушно проводила взглядом всадников, которые вели за собой караван верблюдов. Всадники ненадолго остановились у черной скалистой горы, взглянули на вытащенный из сумы свиток, на небо и уверенно двинулись дальше, подгоняя гортанным криком животных…

- О каких караванах идет речь?

- Кто о них говорит?

- Все это выдумки уличных торговцев и арбакешей?

Так ли все было или не так, а может, совсем не было ничего подобного, один Всевышний ведает. Только бередит умы людей легенда о золотых Кызылкумских рудниках.

Кто они, массагеты?

В 80-х гг. в Учкудукском районе несколько сезонов работал полевой отряд института археологии АН Узбекистана под руководством Юрия Петровича Манылова. Археологов интересовали места стоянок племен новокаменного века и эпохи степной бронзы, наскальные рисунки, древние выработки, пункты плавки медных руд и курганные захоронения различного возраста.

Я в те годы работал геологом в Кокпатасской геологоразведочной экспедиции, занимался в основном поисковыми маршрутами и не мог не обратить внимание на археологические памятники. Их в Учкудукском районе множество и часть из них, так или иначе, связаны с геологией. У меня и у некоторых моих коллег-геологов с археологами завязалось плодотворное сотрудничество и настоящая дружба. По роду своей деятельности мне приходилось заниматься дешифрированием данных аэрофотосъемки, и я быстро наловчился попутно выделять на аэроснимках древние выработки и курганные захоронения.

Как правило, такая работа проводится в зимнюю непогоду, за письменным столом, а к весне у меня накапливался уже приличный список объектов, представляющих интерес для археологов. В первую очередь их интересовали древние курганы, поскольку погребальный инвентарь и сохранившиеся детали убранства одежды являются первостепенными вещественными свидетельствами принадлежности усопших к тем или иным народам, к той или иной культуре.

Первоначальные выводы, сделанные в процессе раскопок в поле Ю.П. Маныловым и его коллегами по работе сводилось к тому, что значительное число курганов насыпаны, по-видимому, массагетами. Этот народ хорошо был известен античным авторам, и они считали, что кочевые племена массагетов заселяли пустынные равнины к востоку от Каспийского моря, до Бактрии и Согдианы.

Древнегреческий историк Геродот в шестом веке до нашей эры сообщает о массагетах, кочующих от Аральского моря до гор Нуратау: «Железа и серебра они вовсе не употребляют, а золото и медь имеются в изобилии». Несколько позже такие же сведения о массагетах появляются в и трудах географа Страбона. Дополнив эти данные результатами работ Ю.П. Манылова и наблюдениями геологов, попробуем обобщить все то, что известно о массагетах и следах их деятельности в Центрально-Кызылкумском регионе и в частности, на территории Учкудукского района.

Значительную площадь Учкудукского района занимают возвышенность Букантау, в пределах которой выявлено множество древних выработок на медь и пунктов его плавки. Значит, меди у массагетов действительно было много. А как же с золотом? Специалисты утверждают, что на территории Кызылкумов, несмотря на наличие крупных коренных месторождений, не обнаружено ни одной древней выработки на золото! Все это выглядит очень странно и даже загадочно. Отсюда напрашиваются следующие предложения: выработки существуют и пока не найдены; выработки существуют, но умело, скрыты; искусственных выработок вообще нет и золото массагетами добывалось где-то вне Кызылкумов. И последнее предположение: природно-климатические факторы скрыли следы его добычи. Об этом порассуждаем.

Еще, будучи студентом, я попал на производственную практику в одну из геологоразведочных партий Кызылкумской экспедиции. В числе прочих задач партия занималась оценкой золотоносных россыпей на Мурунтауском рудном поле. Небольшие россыпи там были приурочены к руслам сухих саев, функционировавших только в краткий период дождей.

По бортам одного из русел помнится, я нашел несколько фрагментов керамической посуды, скорее всего древней. Примерно такие же фрагменты мы находили с геологом ГРП-2 Северного рудоуправления А. Атажановым уже недавно в бортах русел Букантау. В этих руслах также было отмечено повышенное количество знаков золота в тяжелой фракции. А по одному руслу мне удалось даже поднять гирьку, выточенную из кварца. То, что это именно гирька, подтвердили археологи. Любопытно. И наводит на мысль, что те же массагеты могли отрабатывать мелкие кызылкумские россыпи.

Во всяком случае, на карте древних золоторудных приисков Средней Азии, которая была составлена в конце 60-х годов сотрудниками ревизионно-тематической экспедиции Министерства геологии УзССР В.Н. Киреевым и Е.В. Пругер в районе Букантау и Мурунтау ими были оконтурены площади предполагаемых древних разработок золота.

А теперь о некоторых результатах раскопок древних курганов в Букантау. Здесь я лучше приведу фрагменты тезисов доклада Ю.П. Манылова, сделанные им на коллоквиуме в Самарканде в 1986 году. Вот что он рассказывал: «В результате раскопок курганов в Букантау получены характеристики погребальных сооружений и погребального обряда племен, населявших Центральные Кызылкумы в шестом веке до нашей эры. В мужских захоронениях найдены железные трехлопастные черешковые наконечники стрел, сложно-составные луки, ножи, кинжалы, мечи без наверший. Ножны ножей и мечей обтянуты кожей и окрашены в красный цвет. Найдены костяные накладки, железные и бронзовые пряжки. Гончарная посуда из погребений (фляги, кувшины, горшки) свидетельствует о контактах кочевого населения Центральных Кызылкумов с городскими оседло-земледельческими цивилизациями юга Узбекистана». Возникает естественный вопрос, а где же обитали племена массагетов, достигших в свое время высокого уровня развития горнорудного дела и металлургии? Ясного ответа нет, но опять есть некоторые догадки. Так, неподалеку от поселка Бешбулак, в среднем течении Кокпатас сая, в районе к. Джиракудук и других местах Букантау, обнаружены места стоянок племен, где наряду с явными находками неолитического возраста и эпохи степной бронзы в подъемном материале присутствуют многочисленные находки более позднего времени, т.е. эти стоянки являлись долгоживущими. Фактором выбора мест обитания были водные источники.

Возможно, что массагеты знали и письменность. В Букантау известны места, где на скалах наряду с изображением животных, сцен охоты и другими рисунками, выбиты отдельные знаки и группы знаков, очень схожие по написанию со знаками орхоно-енисейского алфавита, появившегося примерно 2,5 тысячи лет назад, т.е. в то время, когда и обитали в Кызылкумах племена массагетов. Как свидетельствует история, массагеты были прекрасными воинами.

Когда в 529 году до н.э. царь Персии Кир, завоевавший огромные территории, двинулся в поход против массагетов, то войско его было разбито, а сам он был убит. Массагетами в этой битве на берегу Амударьи, руководила женщина по имени Тамирида, ставшая царицей после смерти своего мужа. Битва продолжалась долгое время, но, наконец, уничтожив 10 тысяч персов, победили массагеты. Вместе с массагетами в этой битве участвовали также соседние племена дербиков и саков. И хотя персы имели в то время лучшую в мире армию, племена массагетов и их союзников дали понять завоевателям, что значит биться за родные места и правое дело.

Хочется верить, что археологи продолжат свои исследования на территории Кызылкумов. Можно не сомневаться, что здесь их ждут интереснейшие открытия. Вниманию читателей предлагается еще один рассказ-версия.

Сказание о массагетах

Эта зима для массагетов выдалась трудной. Уже много лет в Кызылкумах не было таких суровых морозов и свирепых ветров. Гонцы, посылаемые царицей Тамиридой в дальние стойбища, докладывали, что племя бедствует, испытывая трудности в продуктах питания, топливе и теплой одежде. Воины, вместо того, чтобы упражняться в воинском искусстве, занимаются заготовкой саксаула.

Тамирида выслушивала гонцов молча и все больше хмурила брови. Царицей массагетов она стала недавно, после смерти мужа, погибшего в бою с передовыми отрядами персов. Захватчики бесчинствовали уже в Согдиане, все ближе подбираясь к землям саков и массагетов. Как доносили Тамириде, царь персов Кир имел намерение к лету перейти Амударью. Этого допустить было нельзя. По берегам Амударьи жили дружественные племена саков, занимавшихся помимо охоты и рыбной ловли, земледелием. Многолетний союз племен приносил взаимную выгоду. Массагеты обеспечивали саков орудиями из меди, жерновым камнем, вяленым мясом, солью и шерстью, взамен получая изделия гончаров, муку, соленную и вяленую рыбу, фрукты и овощи. Тамирида знала, что, несмотря на отчаянную храбрость саков, их силы немногочисленны и без массагетов против хорошо вооруженной многотысячной армии персов им не устоять.

Именно поэтому она решила собрать все силы в единый кулак и дать персам решительный бой. Массагеты готовились к битве с осени. В горах добывались олово, золото и медь. Добавляя в медь олово, массагеты получали бронзу. Из бронзы ковались оружие и доспехи, а за золото у соседних народов приобретались лучшие скакуны. Часть готовых изделий тут же отправлялась сакам. Воины дружественных племен все свободное время посвящали обучению воинскому искусству. Суровая зима во многом спутала планы царицы. И хоть жрецы говорили ей, что до дня весеннего равноденствия, когда день и ночь будут равны по времени, остается совсем немного, морозы не ослабевали. Каждое утро перед священным алтарем Огня в жертву Митре приносился жеребенок.

Молитва была услышана и вскоре морозы ослабли, а ветры утихли. Солнце стало пригревать сильнее, стаял снег, и люди воспрянули духом.

Прошло еще несколько дней и ночей и вот, наконец, во время утренней молитвы, верховный жрец сообщил царице, что через три смены ночи и дня, наступит день весеннего равноденствия. Тамирида знала, что саки, согдийцы, хорезмийцы и другие оседлые племена, занимающиеся земледелием, почитают день весеннего равноденствия как великий праздник Солнца и отчет нового года ведут с него. Вместе с мужем ее часто приглашал принять участие в торжествах царь саков Аморг. У кочевавших же по огромным просторам великой пустыни массагетов день начала весны имел только символическое значение. Вольнолюбивые кочевники, имевшие изобильные стада овец и верблюдов, могли устраивать празднества, когда им заблагорассудится, и поводов тут находилось множество.

Но в этом году Тамирида решила, что отныне и массагеты будут отмечать этот праздник, посвященный Митре – богу Солнца и Огня. Она верила, всемогущий Митра поможет ей одолеть персов. Жрецы сообщили Тамириде, что соседние народы называют этот праздник «Навруз», что означает «Новый день». Тамирида приняла это название и повелела, чтобы люди гуляли и веселились целую неделю. В ночь перед праздником у алтаря Огня был зажжен огромный костер, и были принесены в жертву лошадь и бык. На кострах поменьше начали готовить праздничные блюда. С утра стойбище массагетов представляло из себя веселую ярмарку. По случаю Навруза Тамирида велела открыть все кладовые и подвалы, где хранились различные яства, а в огромных кувшинах стояло прекрасное вино, привезенное саками в дар царице.

Люди ели, пили, веселились, однако пьян никто не был. Были устроены грандиозные скачки с участием тысячи лучших наездников, а главным призом был слиток золота, отлитый в форме лошадиной головы. У подножия горы Окжетпес тысячи лучших стрелков соревновались в стрельбе из лука. Главным призом здесь так же был огромный слиток золота.

Праздничный шатер Тамириды стоял на самой вершине горы. На широком шатре развевался боевой стяг царицы с изображением птицы Семург, древним символом массагетов.

Отсюда хорошо просматривалось все величие многотысячных торжеств, которые продолжались целую неделю и должны были вдохновить массагетов перед битвой с персами.

После Навруза Тамирида вместе с военачальниками отправилась с визитом к царю саков Аморгу. Они вместе разработали стратегию и тактику совместных боевых действий против Кира. Было принято решение навязать бой персам в тугаях Амударьи, затем рассеять и добить их конницу в песках Кызылкумов. Захватчикам необходимо было дать такой урок, чтобы ни у кого в дальнейшем не возникло желание захватить эти земли.

План Тамириды и Аморга полностью удался. Жесточайшая битва разгорелась в начале лета на восточном берегу Амударьи. Сражающиеся за правое дело саки и массагеты полностью разгромили персов, убив десять тысяч их воинов и развеяв остатки армии по пустыне, где они погибли от зноя и жажды. В бою погиб и сам Кир. Навруз с того памятного года стал праздноваться как самый великий праздник.

(Продолжение следует)

ПРАВИЛЬНОСТЬ ОБОЗНАЧЕНИЯ ВЕЛИЧИН ПРИ ПУБЛИКАЦИИ СТАТЕЙ В ЖУРНАЛЕ «ГОРНЫЙ ВЕСТНИК УЗБЕКИСТАНА»

В направляемых в адрес редакции журнала «Горный вестник Узбекистана» научно-технических и иных публикациях значения величин должны выражаться в единицах SI в соответствии с государственным стандартом Узбекистана O'zDST 8.012:2005 «Государственная система обеспечения единства измерений Республики Узбекистан. Единицы величин».

Основные единицы SI указаны в табл. 1.

Примеры производных единиц SI, образованных с использованием основных единиц SI, приведены в табл. 2.

Производные единицы SI, имеющие специальные наименования и обозначения, указаны в табл. 3. Эти единицы также могут быть использованы для образования других производных единиц SI (табл. 4).

Единицы SI электрических и магнитных величин образуют в соответствии с рационализованной формой уравнений электромагнитного поля. В эти уравнения входит магнитная постоянная μ_0 вакуума, которой приписано точное значение, равное 4π 10-7 H/m или 12,566 370 614...10-7 H/m (точно).

В соответствии с решениями XVII Генеральной конференции но мерам и весам - ГКМВ (1983 г.) о новом определении единицы длины - метра значение скорости распространения плоских электромагнитных волн в вакууме c_0 принято равным 299 792 458 m/s (точно). В эти уравнения входят также электрическая постоянная ε_0 вакуума, значение которой принято равным 8,854 187 817....10-12 F/m (точно). С целью повысить точность размеров производных

Таблица 1

Основные единицы Международной системы единиц (SI)

Величина		Единица		
Наименование	Размерность	Наименование	Обозначение	Определение
Длина	*L*	метр	m	Метр есть длина пути, проходимого светом в вакууме за интервал времени 1/299 792 458 s [XVII ГКМВ (1983 г.), Резолюция 1]
Масса	*M*	килограмм	kg	Килограмм есть единица массы, равная массе международного прототипа килограмма [1 ГКМВ (1889 г.) и III ГКМВ (1901 г.)]
Время	*T*	секунда	s	Секунда есть время, равное 9 192 631 770 периодам излучения, соответствующего переходу между двумя сверхтонкими уровнями основного состояния атома цезия-133 [XIII ГКМВ (1967 г.), Резолюция 1]
Электрический ток (сила электрического тока)	*I*	ампер	A	Ампер есть сила неизменяющегося тока, который при прохождении по двум параллельным прямолинейным проводникам бесконечной длины и ничтожно малой площади кругового поперечного сечения, расположенным в вакууме на расстоянии 1 m один от другого, вызывал бы на каждом участке проводника длиной 1 m силу взаимодействия, равную $2 \cdot 10^{-7}$ N [МКМВ (1946 г.) Резолюция 2, одобренная IX ГКМВ (1948 г.)].
Термодинамическая температура	θ	кельвин	K	Кельвин есть единица термодинамической температуры, равная 1/273,16 части термодинамической температуры тройной точки воды [XIII ГКМВ (1967 г.) Резолюция 4]
Количество вещества	*N*	моль	mol	Моль есть количество вещества системы, содержащей столько же структурных элементов, сколько содержится атомов в углероде-12 массой 0,012 kg. При применении моля структурные элементы должны быть специфицированы и могут быть атомами, молекулами, ионами, электронами и другими частицами или специфицированными группами частиц [XIV ГКМВ (1971 г.). Резолюция 3]
Сила света	*J*	кандела	cd	Кандела есть сила света в заданном направлении источника, испускающего монохроматическое излучение частотой $540 \cdot 10^{12}$ Hz, энергетическая сила света которого в этом направлении составляет 1/683 W/sr [XVI ГКМВ (1979 г.) Резолюция 3]

Примечания

1 Кроме термодинамической температуры (обозначение *T*), допускается применять также температуру Цельсия (обозначение t), определяемую выражением $t=T-To$, где To=273,15 К. Термодинамическую температуру выражают в Кельвинах, температуру Цельсия - в градусах Цельсия. По размеру градус Цельсия равен Кельвину. Градус Цельсия - это специальное наименование, используемое в данном случае вместо наименования «кельвин».

2 Интервал или разность термодинамических температур выражают в Кельвинах. Интервал или разность температур Цельсия допускается выражать как в Кельвинах, так и в градусах Цельсия.

3 Обозначение Международной практической температуры в Международной температурной шкале 1990 г., если ее необходимо отличить от термодинамической температуры, образуют путем добавления к обозначению термодинамической температуры индекса «90» (например, T_{90} или T_{90})

Таблица 2

Примеры производных единиц SI, наименования и обозначения которых образованы с использованием наименований и обозначений основных единиц SI

Величина		Единица	
Наименование	Размерность	Наименование	Обозначение
Площадь	L^2	квадратный метр	m^2
Объем, вместимость	L^3	кубический метр	m^3
Скорость	LT^{-1}	метр в секунду	m/s
Ускорение	LT^{-2}	метр на секунду в квадрате	m/s^2
Плотность	$L^{-3}M$	килограмм на кубический метр	kg/m^3
Волновое число	L^{-1}	метр в минус первой степени	m^{-1}
Удельный объем	L^3M^{-1}	кубический метр на килограмм	m^3/kg
Плотность электрического тока	$L^{-2}I$	ампер на квадратный метр	A/m^2
Напряженность магнитного поля	$L^{-1}I$	ампер на метр	A/m
Молярная концентрация компонента	$L^{-3}N$	моль на кубический метр	mol/m^3
Яркость	$L^{-2}J$	кандела на квадратный метр	cd/m^2

электрических единиц на основе эффекта Джозефсона и квантового эффекта Холла Международным комитетом мер и весов (МКМВ) с 1 января 1990 г. введены условные значения константы Джозефсона $K_{j\text{-}90}$=4,835979.1014 Hz/V (точно) и константы Клитцинга $R_{R\text{-}90}$= 25812,807 Ω (точно).

Обозначения производных единиц, не имеющих специальных наименований, должны содержать минимальное число обозначений единиц SI со специальными наименованиями и основных единиц с воз-

Таблица 3

Производные единицы SI, имеющие специальные наименования и обозначения

Величина		Единица		
Наименование	**Размерность**	**Наименование**	**Обозначение**	**Выражение через основные и производные единицы SI**
Плоский угол	L	радиан	rad	$m \cdot m^{-1}=1$
Телесный угол	L	стерадиан	sr	$m^2m^{-2}=1$
Частота	T^{-1}	герц	Hz	s^{-1}
Сила	LMT^{-2}	ньютон	N	$m \cdot kg \cdot s^{-2}$
Давление	$L^{-1}MT^{-2}$	паскаль	Pa	$m^{-1}kg \cdot s^{-2}$
Энергия, работа, количество I теплоты	L^2MT^{-2}	джоуль	J	$m^2kg \cdot s^{-2}$
Мощность	L^2MT^{-3}	ватт	W	m^2kgs^{-3}
Электрический заряд, количество электричества	TI	кулон	C	$s \cdot A$
Электрическое напряжение, электрический потенциал, разность электрических потенциалов, электродвижущая сила	$L^2MT^{-3}I^{-1}$	вольт	V	$m^2kg \cdot s^{-3}A^{-1}$
Электрическая емкость	$L^{-2}M^{-1}T^4I^2$	фарад	F	$m^{-2}kg^{-1}s^4A^2$
Электрическое сопротивление	$L^2MT^{-3}I^{-2}$	ом	Ω	$m^2kg\ s^{-3}A^{-2}$
Электрическая проводимость	$L^{-2}M^{-1}T^3I^2$	сименс	S	$m^{-2}kg^{-1}s^3A^{-2}$
Поток магнитной индукции, магнитный поток	$L^2MT^{-2}I^{-1}$	вебер	Wb	$m^2kg\ s^{-2}A^{-1}$
Плотность магнитного потока, магнитная индукция	$MT^{-2}I^{-1}$	тесла	T	$Kg\ s^{-2}A^{-1}$
Индуктивность, взаимная индуктивность	$L^2MT^{-2}I^{-2}$	генри	H	$m^2kg \cdot s^{-2}A^{-2}$
Температура Цельсия	θ	градус Цельсия	°C	K
Световой поток	J	люмен	lm	$cd \cdot sr$
Освещенность	$L^{-2}J$	люкс	lx	$m^{-2}cd \cdot sr$
Активность нуклида в радиоактивном источнике (активность радионуклида)	T^{-1}	беккерель	Bq	s^{-1}
Поглощенная доза ионизирующего излучения, керма	L^2T^{-2}	грей	Gy	m^2s^{-2}
Эквивалентная доза ионизирующего излучения, эффективная доза ионизирующего излучения	L^2T^{-2}	зиверт	Sv	m^2s^{-2}
Активность катализатора	NT^{-1}	катал	kat	$mol\text{-}s^{-1}$

Примечания:

1. В таблицу 3 включены единица плоского угла - радиан и единица телесного угла - стерадиан.

2. В Международную систему единиц при ее принятии в 1960 г. на XI ГКМВ (Резолюция 12) входило три класса единиц: основные, производные и дополнительные (радиан и стерадиан). ГКМВ классифицировала единицы радиан и стерадиан как «дополнительные, оставив открытым вопрос о том, являются они основными единицами или производными», В целях устранения двусмысленного положения этих единиц Международный комитет мер и весов в 1980 г. (Рекомендация 1) решил интерпретировать класс дополнительных единиц SI как класс безразмерных производных единиц, для которых ГКМВ оставляет открытой возможность применения или неприменения их в выражениях для производных единиц SI. В 1995 г. XX ГКМВ (Резолюция 8) постановила исключить класс дополнительных единиц в SI, а радиан и стерадиан считать безразмерными производными единицами SI (имеющими специальные наименования и обозначения), которые могут быть использованы или не использованы в выражениях для других производных единиц SI (по необходимости)

3. Единица кагал введена в соответствии с резолюцией

можно более низкими показателями степени, например:

Правильно:	Неправильно:
A/kg	C/(kg•s);
Ω•m	V•m/A;
	m•kg/(s^3•A^2).

Внесистемные единицы, указанные в табл. 5**,** допускаются к применению без ограничения срока наравне с единицами SI. Без ограничения срока допускается применять единицы относительных и логарифмических величин. Некоторые относительные и логарифмические величины и и**х** единицы указаны в табл. 6. Единицы, указанные в табл. 7**,** временно допускается применять до принятия по ним соответствующих международных решений. Наименования и обозначения десятичных кратных и дольных единиц SI образуют с помощью множителей и приставок, указанных в табл. 8.

Присоединение к наименованию и обозначению единиц двух или более приставок подряд не допускается. Например, вместо наименования единицы микромикрофарад следует писать пикофарад. В связи с тем, что наименование основной единицы массы - килограмм содержит приставку «кило», для образования кратных и дольных единиц массы используют дольную единицу массы - грамм (0,001 kg), и приставки присоединяют к слову «грамм», например миллиграмм (mg) вместо микрокилограмм (μkg). Дольную единицу массы - грамм допускается применять, не присоединяя приставку

Приставку или ее обозначение следует писать слитно с наименованием единицы или, соответственно, с обозначением последней. Если единица образована как произведение или отношение единиц, приставку или ее обозначение присоединяют к наименованию или обозначению первой единицы, входящей в произведение или в отношение.

Правильно:
килопаскаль-секунда на метр
(kPa• s/m).
Неправильно:
паскаль-килосекунда на метр
(Pa• ks/m).

Присоединять приставку ко второму множителю произведения или к знаменателю допускается лишь в обоснованных случаях, когда такие единицы широко

Таблица 4

Примеры производных единиц SI, наименования и обозначения которых образованы с использованием специальных наименований и обозначений, указанных в табл. 3

Величина		Единица		
Наименование	**Размерность**	**Наименование**	**Обозначение**	**Выражение через основные и производные единицы SI**
Момент силы	L^2MT^{-2}	ньютон-метр	N·m	m^2•kg•s^{-2}
Поверхностное натяжение	MT^{-2}	ньютон на метр	N/m	kg•s^{-2}
Динамическая вязкость	$L^{-1}MT^{-1}$	паскаль-секунда	Pa·s	m^{-1}•kg•s^{-1}
Пространственная плотность электрического заряда	$L^{-3}TI$	кулон на кубический метр	C/m^3	m^{-3}•s•A
Электрическое смещение	$L^{-2}TI$	кулон на квадратный метр	C/m^2	m^{-2}•s•A
Напряженность электрического поля	LMT^3I^{-1}	вольт на метр	V/m	m kg•s^{-3}•A^{-1}
Диэлектрическая проницаемость	$L^{-3}M^{-1}T^4I^2$	фарад на метр	F/m	m^{-3}•kg^{-1}•s^4•A^2
Магнитная проницаемость	$LMT^{-2}I^{-2}$	генри на метр	H/m	m•kg•s^{-2}•A^{-2}
Удельная энергия	L^2T^{-2}	джоуль на килограмм	J/kg	m^2•s^{-2}
Теплоемкость системы, энтропия системы	$L^2MT^{-2}\theta^{-1}$	джоуль на кельвин	J/K	m^2•kg•s^{-2}•K^{-1}
Удельная теплоемкость, удельная энтропия	$L^2T^{-2}\theta^{-1}$	джоуль на килограмм-кельвин	J/(kg•K)	m^2•s^{-2}•K^{-1}
Поверхностная плотность потока энергии	MT^{-3}	ватт на квадратный метр	W/m^2	kg•s^{-3}
Теплопроводность	$LMT^{-3}\theta^{-1}$	ватт на метр-кельвин	W/(m•K)	m•kg•s^{-3}•K^{-1}
Молярная внутренняя энергия	$L^2MT^{-2}N^{-1}$	джоуль на моль	J/mol	m^2•kg•s^{-2}•mol^{-1}
Молярная энтропия, молярная теплоемкость	$L^2MT^{-2}\theta^{-1}N^{-1}$	джоуль на моль-кельвин	J/(moI•K)	m^2•kg•s^{-2}•K^{-1}•mol^{-1}
Экспозиционная доза фотонного излучения (экспозиционная доза гамма- и рентгеновского излучений)	$M^{-1}TI$	кулон на килограмм	C/kg	kg^{-1}•s•A
Мощность поглощенной дозы	L^2T^{-3}	грей в секунду	Gy/s	m^2•s^{-3}
Угловая скорость	T^{-1}	радиан в секунду	rad/s	s^{-1}
Угловое ускорение	T^{-2}	радиан на секунду в квадрате	rad/s^2	s^{-2}
Сила излучения	L^2MT^{-3}	ватт на стерадиан	W/sr	m^2•kg•s^{-3}•sr^{-1}
Энергетическая яркость	MT^{-3}	ватт на стерадиан-квадратный метр	W/(sr•m^2)	kg•s^{-3}•sr^{-1}
Примечание: некоторым производным единицам SI в честь ученых присвоены специальные наименования (табл. 8.3), обозначения которых записывают с прописной (заглавной) буквы. Такое написание обозначений этих единиц сохраняют в обозначениях других производных единиц SI (образованных с использованием этих единиц) и в других случаях				

распространены и переход к единицам, образованным в соответствии с первой частью настоящего пункта, связан с трудностями, например: тонна-километр (t•km), вольт на сантиметр (V/cm), ампер на квадратный миллиметр (A/mm^2).

Наименования кратных и дольных единиц исходной единицы, возведенной в степень, образуют, присоединяя приставку к наименованию исходной единицы. Например, для образования наименования кратной или дольной единицы площади - квадратного метра, представляющей собой вторую степень единицы длины - метра, приставку присоединяют к наименованию этой последней единицы: квадратный километр, квадратный сантиметр и тд.

Обозначения кратных и дольных единиц исходной единицы, возведенной в степень, образуют добавлением соответствующего показателя степени к обозначению кратной или дольной единицы исходной единицы, причем показатель означает возведение в степень кратной или дольной единицы (вместе с приставкой).

Примеры:

1. $5\ km^2=5\ (10^3\ m)^2=5\ 10^6\ m^2$.
2. $250\ cm^3/s=250(10^{-2}\ m)^3/s=250\ 10^{-6}m^3/s$.
3. $0{,}002\ cm^{-1}=0{,}002(10^{-2}\ m)^{-1}=0{,}002 \bullet 100\ m^{-1}=0{,}2\ m^{-1}$.

При написании значений величин применяют обозначения единиц буквами или специальными знаками (...°, ‘, ... “). Устанавливаемые стандартом обозначения единиц приведены в табл. 1-8. Буквенные обозначения единиц печатают прямым шрифтом. В обозначениях единиц точку как знак сокращения не ставят. Обозначения единиц помещают за числовыми значениями величин и в строку с ними (без переноса на следующую строку). Числовое значение, представляющее собой дробь с косой чертой, стоящее перед обозначением единицы, заключают в скобки.

Между последней цифрой числа и обозначением единицы оставляют пробел.

Правильно:	Неправильно:
100 kW	100kW
80 %	80%
20 °C	20°C
$(1/60)\ s^{-1}$.	$(l/60)s^{-1}$.

Исключения составляют обозначения в виде знака, поднятого над строкой, перед которыми пробел не оставляют.

Правильно:	Неправильно:
20°.	20 °.

При наличии десятичной дроби в числовом значении величины обозначение единицы помещают за всеми цифрами.

Правильно:	Неправильно:
423,06 m	423 m 0,6
5,758° или 5°45,48' или 5°45'28,8".	5°758 или 5°45',48 или 5°45'28",8.

При указании значений величин с предельными отклонениями числовые значения с предельными

Таблица 5

Внесистемные единицы, допущенные к применению наравне с единицами SI

Наименование величины	Единица			
	Наименование	Обозначение	Соотношение с единицей SI	Область применения
Масса	тонна	t	$1\text{-}10^3$ kg	Все области
	атомная единица массы [1), 2)]	U	$1{,}6605402\text{-}10^{-27}$kg (приблизительно)	Атомная физика
Время [2), 3)]	минута час сутки	min h d	60s 3600 s 86400 s	Все области
Плоский угол [2)]	градус [2), 4)] минута [2), 4)] секунда 2), 4)	… o … ‘ … ‘‘	$(\pi/180)$ rad=1,745329...$\text{-}10^{-2}$ rad $(\pi/10800)$ rad=2,908882...• 10^{-4} rad $(\pi/648000)$ rad=4,848137...$\text{-}10^{-6}$ rad	Все области
	град (гон)	gon	$(\pi/200)$ rad=1,57080...$\text{-}10^{-2}$ rad	Геодезия
Объем, вместимость	литр [5)]	1	$1\text{-}10^{-3}\ m^3$	Все области
Длина	астрономическая единица световой год парсек	ua ly pc	$1{,}49598\text{-}10^{11}$ m (приблизительно) $9{,}4605\text{-}10^{15}$ m (приблизительно) $3{,}0857\text{-}10^{16}$ m (приблизительно)	Астрономия
Оптическая сила	диоптрия	dptr	$1\ m^{-1}$	Оптика
Площадь	гектар	ha	$1\text{-}10^4\ m^2$	Сельское и лесное хозяйство
Энергия	электрон-вольт	eV	$1{,}60218\ 10^{-19}$ J (приблизительно)	Физика
	киловатт-час	kW h	$3{,}6\text{-}10^6$J	Для счетчиков электрической энергии
Полная мощность	вольт-ампер	V A		Электротехника
Реактивная мощность	вар	var		Электротехника
Электрический заряд, количество электричества	ампер-час	A h	$3{,}6\text{-}10^3$C	Электротехника

[1)] Здесь и далее см. ГСССД 1 -87

[2)] Наименования и обозначения единиц времени (минута, час, сутки), плоского угла (градус, минута, секунда), астрономической единицы, диоптрии и атомной единицы массы не допускается применять с приставками.

[3)] Допускается также применять другие единицы, получившие широкое распространение, например, неделя, месяц, год, век, тысячелетие.

[4)] Обозначения единиц плоского угла пишут над строкой.

[5)] Не рекомендуется применять при точных измерениях. При возможности смешения обозначения *l* («эль») с цифрой 1 допускается обозначение L

отклонениями заключают в скобки и обозначения единиц помещают за скобками или проставляют обозначение единицы за числовым значением величины и за ее предельным отклонением.

Правильно:	Неправильно:
(100,0±0,1) kg	100,0±0,1 kg
50 g±l g.	50±lg.

Допускается применять обозначения единиц в

Таблица 6

Некоторые относительные и логарифмические величины и их единицы

Наименование величины	Единица		
	Наименование	Обозначение	Значение
1 Относительная величина (безразмерное отношение физической величины к одноименной физической величине, принимаемой за исходную): КПД; относительное удлинение; относительная плотность; деформация; относительные диэлектрическая и магнитная проницаемости; магнитная восприимчивость; массовая доля компонента; молярная доля компонента и т. п.	единица процент промилле миллионная доля миллиардная доля	1 % ‰ ppm ppb	1 $1\ 10^{-2}$ $1\ 10^{-3}$ $1\ 10^{-6}$ $1\ 10^{-9}$
2 Логарифмическая величина (логарифм безразмерного отношения физической величины к одноименной физической величине, принимаемой за исходную): уровень звукового давления; усиление; ослабление и т. п.[2)]	бел [1)] децибел	B dB	1 B=lg(P_2/P^1) при P_2=10 P_1 1 B=2 1g(F_2/F_1) при $F_2=\sqrt{10}F_1$, где P_2, P_1 - одноименные энергетические величины (мощность, энергия, плотность энергии и т. п.); F_2, F_1 - одноименные «силовые» величины (напряжение, ток, напряженность поля и т. п.) 0,1 B
3 Логарифмическая величина (логарифм безразмерного отношения физической величины к одноименной физической величине, принимаемой за исходную): уровень громкости	фон	phon	1 phon равен уровню громкости звука, для которого уровень звукового давления равногромкого с ним звука частотою 1000 Hz равен 1 dB
4 Логарифмическая величина (логарифм безразмерного отношения физической величины к одноименной физической величине, принимаемой за исходную):	октава декада	ocl dek	1 oct=$\log_2(f_2/f_1)$ при f_2/f_1=2; 1 dek=lg (f_2/f_1) при f_2/f_1=10; где f_2/f_1 - частоты
5 Логарифмическая величина (натуральный логарифм безразмерного отношения физической величины к одноименной физической величине, принимаемой за исходную)	непер	Np	1 Np=0,8686…B=8,686…db

Примечания: При выражении в логарифмических единицах разности уровней мощностей или амплитуд двух сигналов всегда существует квадратичная связь между отношением мощностей и соответствующим ему отношением амплитуд колебаний, поскольку параметры сигналов определяют для одной и той же нагрузки Z, т.е.

$$\frac{F_2^2}{Z} / \frac{F_1^2}{Z} = F_2^2 / F_1^2 = P_2 / P_1$$

В теории автоматического регулирования часто определяют логарифм отношения $F_{вых}/F_{вх}$. *В этом случае между отношением мощностей и отношением соответствующих напряжений нет квадратичной зависимости. Вместе с тем по ранее сложившейся практике применения логарифмических единиц, несмотря на отсутствие квадратичной связи между отношением мощностей и соответствующим ему отношением амплитуд колебаний, и в этом случае принято единицу «бел» определять следующим образом:*

1 B=lg ($P_{вых}/P_{вх}$) при $P_{вых}$=10 $P_{вх}$; 1 B=2 lg ($F_{вых}/F_{вх}$) при $P_{вых}=\sqrt{10}\ F_{вх}$

Задача установления связи между, напряжениями и мощностями, если ее ставят, решается путем анализа электрических или других цепей.

2. В соответствии с международным стандартом МЭК 27-3 при необходимости указать исходную величину ее значение помещают в скобках за обозначением логарифмической величины, например для уровня звукового давления: Lp *(*re *20* μPa*)*=20 dB *(re - начальные буквы слова reference, т.е. исходный). При краткой форме записи значение исходной величины указывают в скобках за значением уровня, например 20* dB *(*re 20 μPa)

Таблица 7

Внесистемные единицы, временно допускаемые к применению

Наименование величины	Единица			
	Наименование	Обозначение	Соотношение с единицей SI	Область применения
Длина	морская миля	n mile	1852 m (точно)	Морская навигация
Масса	Метрический карат	car	$2\text{-}10^{-4}$ kg (точно)	Добыча и производство драгоценных камней и жемчуга
Линейная плотность	текс	tex	$1•10^{-6}$ kg/m (точно)	Текстильная промышленность
Скорость	узел	kn	0,514(4) m/s	Морская навигация
Ускорение	гал	Gal	0,01 m/s'	Гравиметрия
Частота вращения	оборот в секунд оборот в минуту	r/s r/min	1 s^{-1} 1/60 s^{-1}=0,016(6) s^{-1}	Электротехника
Давление	бар	bar	$1\text{-}10^5$ Pa	Физика

Таблица 8

Множители и приставки, используемые для образования наименований и обозначений десятичных кратных и дольных единиц SI

Десятичный множитель	Приставка	Обозначение приставки	Десятичный множитель	Приставка	Обозначение приставки
10^{24}	йота	Y	10^{-1}	деци	d
10^{21}	зетта	Z	10^{-2}	санти	c
10^{18}	экса	E	10^{-3}	милли	m
10^{15}	пета	P	10^{-6}	микро	*m*
10^{12}	тера	T	10^{-9}	нано	n
10^{9}	гига	G	10^{-12}	пико	p
10^{6}	мега	M	10^{-15}	фемто	f
10^{3}	кило	K	10^{-18}	атто	a
10^{2}	гекто	h	10^{-21}	зепто	z
10^{1}	дека	da	10^{-24}	иокто	Y

Таблица 9

Номинальный расход, m^3/h	Верхний предел показаний, $т^3$	Цена деления крайнего правого ролика, $т^3$, не более
40 и 60	100 000	0,002
100, 160, 250, 400, 600 и 1000	1 000 000	0,02
2 500, 4 000, 6 000 и 10 000	10 000 000	0,2

Таблица 10

Наименование показателя	Значение при тяговой мощности, kW		
	18	25	37
Габаритные размеры, mm:			
длина	3 080	3 500	4 090
ширина	1 430	1 685	2 395
высота	2 190	2 745	2 770
Копия, mm	1 090	1 340	1 823
Просвет, mm	275	640	345

заголовках граф и в наименованиях строк (боковиках) таблиц (табл. 9, 10).

Допускается применять обозначения единиц в пояснениях обозначений величин к формулам. Помещать обозначения единиц в одной строке с формулами, выражающими зависимости между величинами или между их числовыми значениями, представленными в буквенной форме, не допускается.

Правильно:	Неправильно:
v=3,6 *s/t*,	v=3,6 *s/t* km/h,
где v - скорость, km/h;	где s - путь, т;
s - путь, m;	*t* - время, s.
t - время, s.	

Буквенные обозначения единиц, входящих в произведение, отделяют точками на средней линии как знаками умножения. Не допускается использовать для этой цели символ «х».

Правильно:	Неправильно:
N-m	Nm
A m^2	Am^2
Pa s.	Pas.

В машинописных текстах допускается точку не поднимать. Допускается буквенные обозначения единиц, входящих в произведение, отделять пробелами, если это не вызывает недоразумения. В буквенных обозначениях отношений единиц в качестве знака деления используют только одну косую или горизонтальную черту. Допускается применять обозначения единиц в виде произведения обозначений единиц, возведенных в степени (положительные и отрицательные). Если для одной из единиц, входящих в отношение, установлено обозначение в виде отрицательной степени (например, s^{-1}, m^{-1}, K^{-1}, c^{-1}), применять косую или горизонтальную черту не допускается.

Правильно:	Неправильно:
W $m^{-2}K^{-1}$	$W/m^2/K$
$\frac{W}{m^2 \cdot K}$.	$\frac{\frac{W}{m^2}}{K}$.

При применении косой черты обозначения единиц в числителе и знаменателе помещают в строку, произведение обозначений единиц в знаменателе заключают в скобки.

Правильно:	Неправильно:
m/s	m/s
W/(m K).	W/m K.

При указании производной единицы, состоящей из двух и более единиц, не допускается комбинировать буквенные обозначения и наименования единиц, т. е. для одних единиц указывать обозначения, а для других - наименования.

Правильно:	Неправильно:
80 km/ч	80 km/час
80 километров в час	80 km в час.

Допускается применять сочетания специальных знаков: …o, … ‘, … “, % и ‰ с буквенными обозначениями единиц, например ...°/s.

От редакционного совета журнала «Горный вестник Узбекистана».