

УНИВЕРСИТЕТ ЕҢБЕКТЕРІ

ТРУДЫ УНИВЕРСИТЕТА

✻ 2 (23)
2006

2000 жылдан бастап шығарылады
Мерзімділігі жылына 4 рет

Издается с 2000 года
Периодичность 4 раза в год

Журнал Қазақстан Республикасының Мәдениет, ақпарат және қоғамдық келісім министрлігінде тіркелген (тіркеу куәлігі № 1351-ж 04.07.2000 ж.)

Журнал зарегистрирован в Министерстве культуры, информации и общественного согласия Республики Казахстан (регистрационное свидетельство № 1351-ж от 04.07.2000 г.)

МЕНШІК ИЕСІ

Қазақстан Республикасы Білім және ғылым министрлігінің «Қарағанды мемлекеттік техникалық университеті» Республикалық мемлекеттік қазыналық кәсіпорны (Қарағанды қаласы)

СОБСТВЕННИК

Республиканское государственное казенное предприятие «Карагандинский государственный технический университет» Министерства образования и науки Республики Казахстан (г. Караганда)

Главный редактор

Г.Г. Пивень

ректор, академик МАН ВШ, д-р техн. наук, профессор

Редакционный совет

- Пивень Г.Г.** ректор, академик МАН ВШ, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф. (председатель)
- Акимбеков А.К.** проректор по научной работе и международным связям, д-р техн. наук, проф. (зам. председателя)
- Ахметжанов Б.А.** зав. кафедрой экономики предприятия, академик МЭАЕ, д-р экон. наук, проф.
- Байджанов Д.О.** декан инженерно-строительного факультета, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.
- Бакиров Ж.Б.** зав. кафедрой прикладной механики, д-р техн. наук, проф.
- Брейдо И.В.** зав. кафедрой автоматизации производственных процессов, академик МАИН, чл.-кор. АЕН РК, д-р техн. наук, проф.
- Гращенко Н.Ф.** профессор кафедры рудничной аэрологии и охраны труда, академик МАН ЭБ, д-р техн. наук
- Ермеков М.А.** профессор кафедры геофизики и геологии, академик НАН РК, д-р геол.-минер. наук
- Жадрасинов Н.Т.** зав. кафедрой теоретической механики, академик МАИН, чл.-кор. НИА РК, д-р техн. наук, проф.
- Жумасултанов А.Ж.** профессор кафедры социально-гуманитарных дисциплин, д-р ист. наук
- Исагулов А.З.** первый проректор, академик МАИН, чл.-кор. АН ВШК, д-р техн. наук, проф.
- Квон С.С.** профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, д-р техн. наук
- Климов Ю.И.** зав. кафедрой горных машин и оборудования, академик МАИН, чл.-кор. АЕН РК, д-р техн. наук, проф.
- Колесникова Л.И.** зав. кафедрой экономической теории, канд. экон. наук, доц.
- Малыбаев С.К.** зав. кафедрой промышленного транспорта, д-р техн. наук, проф.
- Низаметдинов Ф.К.** зав. кафедрой маркшейдерского дела и геодезии, д-р техн. наук, проф.
- Нургужин М.Р.** директор Департамента высшего и послевузовского образования МОН РК, академик МАИН, чл.-кор. АН ВШК, д-р техн. наук, проф.
- Пак Ю.Н.** проректор по учебно-методической работе, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф. (ответственный за выпуск)
- Палев П.П.** профессор кафедры теоретической механики, д-р техн. наук
- Сагинов А.С.** академик НАН РК, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф.
- Смирнов Ю.М.** зав. кафедрой физики, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.
- Туганов С.К.** зав. кафедрой высшей математики, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.
- Фешин Б.Н.** декан электромеханического факультета, академик МАИН, д-р техн. наук, проф. (ответственный секретарь)
- Хамимолда Б.Ж.** проректор по воспитательной работе, чл.-кор. АМР РК, д-р техн. наук, проф.
- Яворский В.В.** зав. кафедрой автоматизированных информационных систем, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.

СОДЕРЖАНИЕ

РАЗДЕЛ 1. ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕЙ ШКОЛЫ	5
НУРГУЖИН М.Р., АХМЕТОВ Б.С. Принципы формирования информационной образовательной среды вуза.....	5
КОЖАХМЕТОВА А.К., УМБЕТАЛИЕВА У.Л. К вопросу организации самостоятельной работы студентов под руководством преподавателя.....	9
РАЗДЕЛ 2. ГЕОТЕХНОЛОГИИ	13
ДЕМИН В.Ф., ТУЛЕПОВ Н.Н., ДЕМИН В.В. Исследование целесообразности отдельной выемки угля и породы в угольно-породных проходческих забоях.....	13
ВАРЕХА Ж.П., ЛИС С.Н., МАГЗУМОВ А.Е. Разработка быстротвердеющего минерального состава для закрепления анкерных стержней в шпурах	17
САБДЕНБЕКУЛЫ О., КОЖАС А.К. Способ определения ширины предохранительной бермы для охраны объектов при подземной разработке	19
ҚҰЛНИЯЗ С.С. Ашық кен жұмыстарының режимін жақсарту жолдары.....	20
БЕГАХМЕТОВ Д.К., АУЕЗОВА А.М. Применение неэлектрических средств инициирования взрывания на рудниках	22
САГИНОВ А.С., ЛИ К.Д. О промышленной добыче угольного метана в Республике Казахстан	26
ФИЛИППОВА Т.С. Аппроксимация распределения сопротивляемости угольных и калийных пластов, неоднородных по своему строению.....	28
СИДОРЕНКО И.С. Особенности геологического строения и вещественного состава месторождения Найзатас в Казахстане.....	30
РАЗДЕЛ 3. МЕТАЛЛУРГИЯ. МАШИНОСТРОЕНИЕ	33
НАЙЗАБЕКОВ А.Б., <u>ИСАЕНКО В.В.</u> , КУЛЖАБАЕВА А.А. Устройство для деформирования со сдвигом заготовок квадратного и прямоугольного сечения	33
БАЙСАНОВ А.С., ТОЛЫМБЕКОВ М.Ж., БАЙСАНОВ С.О., ТАКЕНОВ Т.Д. Исследование обогатимости железомарганцевой руды Жайремского ГОКа	36
МАКАРОВ В.П., КУРБАНОВ К.Р. Исследование технологии получения качественного кремния	39
ХОДЖИБЕРГЕНОВ Д.Т., ПЕЧЁРСКИЙ В.Н. Исследование влияния режимов резания при многолезвийной ротационной обработке на качество обработанной поверхности	42
ИСАГУЛОВ А.З., КУЛИКОВ В.Ю., ЛИ И.В. Повышение качества стали и чугуна при использовании внепечного легирования и раскисления.....	43
РАЗДЕЛ 4. БЕЗОПАСНОСТЬ В ПРОМЫШЛЕННОСТИ. ЭКОЛОГИЯ	45
МЕДЕУБАЕВ Н.А. К вопросу динамики газоздушных смесей применительно к условиям ликвидированных угольных шахт	45
ТЕКИНИДИ К.Д., ЖАКУПОВА А.С. Кинетика изменения минерализации шахтных вод Карагандинского бассейна.....	47
ЛЕВИЦКИЙ Ж.Г., АМАНЖОЛОВ Ж.К., ШЕВЦОВ А.А. Оценка влияния эжекторной установки на вентиляционный поток в воздухопроводе	49
САПАРОВА Г.К. Исследование эжектирующих способностей мелкозернистых материалов при их перегрузках.....	51
ОСПАНОВА Т.Т. Численное моделирование процессов переноса примеси вдоль равнинных водохранилищ.....	52
РАЗДЕЛ 5. СТРОИТЕЛЬСТВО	56
Н.Т. ЖАДРАСИНОВ, А.С. КАНАТОВ. Криволинейная треугольная сетка в плоской задаче теории упругости	56
Ж.С. НУГУЖИНОВ, А.Ю. КУРОХТИН, И.А. КУРОХТИНА. Исследование несущей способности железобетонного изгибаемого элемента с трещиной	58
В.И. СОЛОВЬЕВ. Эффективные модификаторы гидрофобизирующего действия для цементных материалов.....	60
С.В. ЖАРОВ, С.С. ЖАРОВА, А.А. ФЕСЕНКО. История развития, современное состояние и дальнейшая эксплуатация водопроводно-канализационного хозяйства г. Караганды.....	61

РАЗДЕЛ 6. ТРАНСПОРТНАЯ ТЕХНИКА. ИНФОРМАЦИОННЫЕ ТЕХНОЛОГИИ. АВТОМАТИКА	64
КАДЫРОВ А.С., МУЛДАГАЛИЕВ З.А., БЕСТЕМБЕК Е.С. Зависимость сил резания от условий разрушения грунта	64
ЖАУТИКОВ Б.А. Определение области возможного смещения центра тяжести груженого скипа шахтной пневмоподъемной установки	66
ДАНИЯРОВ Н.А., ЖУМАНОВ М.А., ЖАЛГАСБЕКОВ А.З. Оценка эффективности эксплуатации и уровня качества самоходного горного оборудования.....	69
ЯВОРСКИЙ В.В., ЖУКОВСКИЙ Е.В. Модель эффективного распределения задач при управлении проектом разработки программного обеспечения	71
АВДЕЕВ Л.А., БРАТЦЕВ С.А. Алгоритм определения выхода электротехнической системы в предаварийное состояние	74
ТЕН Т.Л. Влияние канальной емкости на эффективность многомерных распределителей импульсов	76
 РЕЗЮМЕ	 78
Правила оформления и представления статей	82

УДК 004:378
М.Р. НУРГУЖИН
Б.С. АХМЕТОВ

Принципы формирования информационной образовательной среды вуза

Качество подготовки специалистов в системе высшего образования во многом определяется состоянием информатизации во всех сферах деятельности вуза. Даже поверхностный анализ процессов информатизации учебных заведений показывает, что ее уровень в сфере учебной, не говоря о научно-исследовательской, воспитательной и организационно-управленческой деятельности, в большинстве вузов не может быть признан удовлетворительным: не хватает специалистов по разработке и эксплуатации информационных систем, налицо недостаточный опыт и квалификация в области использования информационных технологий у административного персонала. Существующие средства информатизации, применяемые в вузах, являются не совсем зрелыми, они все еще находятся в стадии развития. Особо следует отметить повсеместное отсутствие дидактической, интерфейсной, технологической и информационной связи между средствами информатизации, используемыми в разных сферах деятельности вуза.

Решение отмеченных проблем можно приблизить, благодаря построению единой информационной

образовательной среды (ИС). В Государственной программе развития образования в Республике Казахстан на 2005-2010 годы подчеркивается, что ее создание позволит повысить качество казахстанского образования, а также интегрировать информационное пространство республики в мировое информационное пространство. Первоначально подобные среды, как правило, разрабатываются в масштабах отдельных вузов, впоследствии прогнозируется их объединение в информационные образовательные среды регионов и единую республиканскую среду [1].

Существующие подходы к проектированию таких систем — это построение на основе систем планирования ресурсов предприятия (ERP-системы) типа SAPR3, приобретение готовых программных оболочек и собственные разработки. Недостатками первого подхода являются: высокая стоимость лицензии на саму ERP-систему, значительная трудоемкость в ее настройке и адаптации, что неизбежно влечет за собой необходимость консалтинговой поддержки, внедрения и сопровождения, что еще более повышает стоимость владения ИС. Стоимость готовых программных

оболочек гораздо ниже, однако отсутствие жестко регламентированных бизнес-процессов в условиях существующей системы образования и специфические особенности вузов являются сдерживающим фактором для их внедрения.

В Актюбинском государственном университете им.К.Жубанова информационная образовательная среда (ИОС) формируется как интегрированная система на основе разработанной специальной многокомпонентной модели [2]. Она отражает структуру среды как совокупность компонент «Учебный процесс», «Контроль знаний», «Научно-исследовательская работа», «Внеучебная деятельность», «Организационно-управленческая деятельность» и определяет систему межкомпонентных взаимосвязей. Вместе с тем она содержит систему основных положений-требований, которым должны удовлетворять как отдельные информационные ресурсы, так и объединяющая их информационная образовательная среда. Определенные таким образом структура и содержание модели были приняты в качестве методологического руководства по разработке ИОС университета (рис. 1).

При разработке ИОС необходимо придерживаться следующих основных принципиальных положений:

1. Формирование среды следует осуществлять согласно единому заранее определенному стратегическому плану, при этом разработка и внедрение ИОС должны носить поэтапный характер.

2. Необходима максимальная унификация средств информатизации, используемых в различных сферах

деятельности вуза, с целью обеспечения общего информационного пространства вуза через единство интерфейсной, технологической, информационной и дидактической связи между ними.

3. Необходима системная интеграция информационных ресурсов, входящих в среду, означающая, что внедряемые ресурсы станут не инородными элементами, а будут естественным образом интегрированы в процесс функционирования вуза.

4. Создаваемая среда должна быть открытой, что позволит вузу интегрироваться в информационную образовательную среду вузов региона и республики.

5. Осуществлять внедрение и последующее сопровождение ИОС в вузе должно специализированное подразделение, занимающееся вопросами развития информационных технологий в образовательном процессе.

6. Наивысший приоритет следует предоставлять внедрению информационных ресурсов учебного и учебно-методического назначения.

7. Особое внимание при разработке ИОС должно быть уделено вопросам информационной безопасности.

8. ИОС должна включать приложения различной природы (Windows-приложения, Web-приложения), определяемые спецификой решаемых задач.

9. Документооборот должен быть максимально формализован, при этом возможно внесение изменений во внутренние положения и стандарты с целью упорядочения всех внутривузовских бизнес-процессов.



Рис. 1. Методология построения информационной образовательной среды

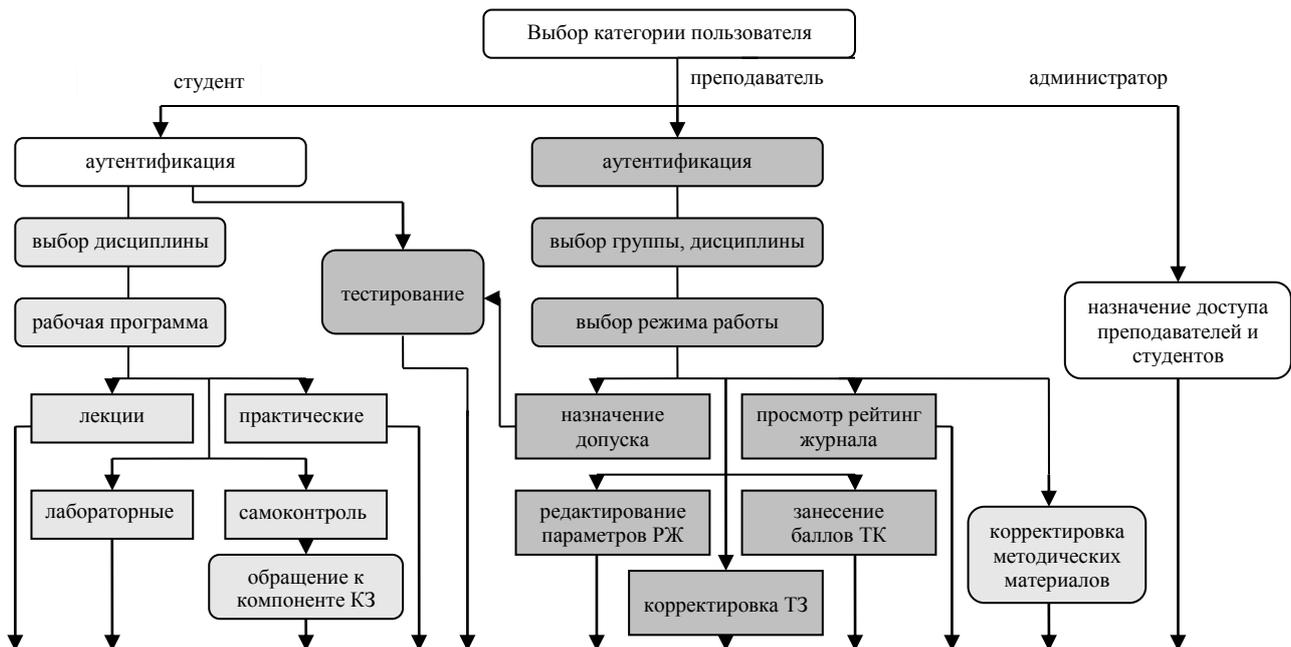
Базой для реализации информационной образовательной среды университета является его развитая коммуникационная инфраструктура. Корпоративная сеть университета общей протяженностью около 10 км связывает территориально разнесенные корпуса университета каналами беспроводной связи пропускной способностью один Мбит/с и охватывает более пятисот компьютеров. Внутрикорпусные локальные сети выполнены по технологии Ethernet на витой паре. ИОС функционирует на базе локальных сетей Интранет, технология которой предоставляет возможность хранения данных различных типов в сочетании с механизмами связывания информации, расположенными в территориально разнесенных узлах корпоративной сети университета. Такая коммуникационная инфраструктура позволяет решать задачу создания единого информационного пространства университета, объединяющего все его информационные ресурсы и обладающего простыми и эффективными механизмами обеспечения доступа к этим ресурсам, их использования для информатизации всех сфер деятельности университета.

В перспективе ИОС и ее компоненты должны интегрироваться в образовательный Интернет-портал университета, поэтому при ее разработке использовались наиболее прогрессивные и популярные средства создания документов и приложений для Интернет. Реализованный информационно-программный комплекс построен на основе современной трехуровневой клиент-серверной архитектуры. Базы данных функционируют под управлением SQL-сервера (СУБД) Oracle и размещены на высокопроизводительном серверном оборудовании. Реализующие конкретные подзадачи программные приложения размещены на сервере приложений. Пользовательские программные компоненты устанавливаются и автоматически обновляются централизованно по Интранет-сети и в

виде Web-приложений. Реализация интерактивного режима работы в среде осуществляется с помощью Active Server Pages, который основывается на возможности Web-сервера обрабатывать ASP-сценарии. Наряду с технологией ASP при разработке среды используются языки JavaScript, VBScript, Visual Studio Net, SQL.

Компонента «Учебный процесс» ИОС содержит информацию о факультетах, специальностях и их государственных стандартах, рабочих программах дисциплин и связанные с ними учебно-методические и контролирующие средства. Отбор и построение контента учебной компоненты осуществляются в строгом соответствии с реальным учебным процессом и требованиями к информационным образовательным ресурсам. Основным документом для организации коллективной и самостоятельной работы студентов является унифицированная рабочая программа дисциплины. Используя гиперссылки на требуемые лекционные, практические и лабораторные часы по конкретной теме, можно получать на экране соответствующий лекционный материал, методические указания к практическим занятиям и лабораторным работам, проверить уровень усвоения материала в режиме самоконтроля. Технология обучения в среде показана на рис. 2. На ней блоки, относящиеся к учебной компоненте, выделены светлым фоном. Предусмотрена возможность скачивания требуемого учебно-методического материала из электронной библиотеки.

Компонента «Контроль знаний». В реализованной версии ИОС прослеживается четкая связь между факультетом, специальностью, государственным образовательным стандартом, конкретной учебной дисциплиной, ее программой и электронными учебно-методическими средствами, хранение и представление которых осуществляется с помощью информационных ресурсов среды. Информационные связи таких



База данных информационной образовательной среды

Госстандарты Дисциплины Рабочие программы Лекции Практические Тестовые задания Преподаватели Студенты Рейтинг-журналы

Рис. 2. Технология обучения и контроля знаний в ИОС

ресурсов выходят за рамки учебной компоненты и допускают, например, корректный контекстно-зависимый вызов средств компьютерного тестирования по темам конкретной дисциплины, принадлежащих компоненте контроля знаний и измерения результатов обучения.

С одной стороны, вопросы педагогических измерений тесно связаны с учебной деятельностью вуза, а системы педагогических измерений, как правило, являются составной частью образовательных информационных ресурсов, входящих в учебную компоненту среды. Вместе с тем, существует ряд аспектов компьютеризации измерения, оценки и контроля, говорящих в пользу выделения соответствующих компьютерных средств в самостоятельную компоненту среды. К числу таких аспектов можно отнести, например, педагогические измерения, проводимые в ходе единого национального тестирования и промежуточного государственного контроля, практически никак не связанных с учебной компонентой среды.

Компонента контроля знаний включает в себя блоки настройки и тестирования [3]. Первый из этих блоков реализован на основе электронной версии рейтингового журнала, подсистемы аутентификации педагогов и обучаемых, подсистемы корректировки тестовых заданий. Полный доступ ко всем возможностям данного блока предоставлен только системному администратору, обслуживающему среду. Для открытия ограниченного доступа преподавателям системный администратор должен зарегистрировать каждого педагога в специальной базе данных, учитывающей фамилию, имя, должность и пароль конкретного преподавателя. Технология контроля знаний в среде показана на рис.2. На ней блоки, относящиеся к компоненте контроля знаний, выделены темным фоном.

Научно-исследовательская компонента. В рамках среды была выделена специальная компонента, интегрирующая разрозненные средства информатизации научно-исследовательской деятельности, осуществляемой педагогами, студентами, аспирантами и магистрантами университета. К ним относятся курсовые и дипломные работы студентов, магистерские и кандидатские диссертации, публикации преподавателей университета. Из компоненты можно получить информацию о магистратуре, аспирантуре, докторантуре, правилах оформления диссертаций и дипломных работ, о защищаемых диссертациях и другую справочную информацию научного характера.

Внеучебная компонента. Опыт нашего университета свидетельствует, что существует достаточное количество областей внеучебной деятельности преподавателей и студентов, которые с достаточной степенью целесообразности и эффективности поддаются информатизации. Так, например, при проведении профориентационной

работы на страницах сайтов кафедр можно создавать специальные странички и электронные газеты для абитуриентов, широко использовать электронные журналы кураторов, которые информационно связаны с базой данных студентов, комплексно использовать средства информационных и телекоммуникационных технологий в обеспечении подготовки и проведения различных культурно-массовых мероприятий.

Организационно-управленческая компонента включает в себя специально разработанные системы документооборота и поиска информации для ректората, деканатов, кафедр, учебной части, канцелярии, отдела кадров и других структурных подразделений. Для каждого из них предусмотрена отдельная категория пользователей и индивидуальная система защиты информации от несанкционированного доступа. Определение категории пользователя и разграничение прав доступа осуществляется специальной подсистемой аутентификации. Указанная подсистема осуществляет поиск информации о пользователе в специализированной базе данных и в случае ее отсутствия предоставляет пользователю возможность первоначальной регистрации в среде. После прохождения процедуры аутентификации каждый пользователь получает доступ к информационным ресурсам и средствам информационной образовательной среды в строгом соответствии с полномочиями, предусмотренными для данной категории пользователей. Кроме того, каждое структурное подразделение имеет свои специфические сервисные программы, такие как формирование рабочих планов, составление расписаний, статистика успеваемости (деканаты), расчет часов, журнал куратора (кафедры) и т.д.

Перспективы использования ИОС. Широкомасштабное внедрение информационной образовательной среды, открывает перед учебными заведениями принципиально новые дидактические возможности в области подготовки кадров. Становится реальностью обучение по одной или более специальностям, объединяющим в рамках учебных планов разнообразные дисциплины. Возможно и индивидуальное обучение по отдельным курсам вне учебного плана. За счет предоставления исчерпывающей информации о каждом ИОС обеспечивает возможность выбора студентом преподавателя, у которого он желает проходить обучение, если подобное практикуется в учебном заведении. Возможен и сбор обратной информации, поступающей от обучаемого к педагогам и администрации, о качестве учебно-методического обеспечения, организации учебного процесса, работе преподавателя в процессе изучения курса. Такая возможность, помимо прочих положительных аспектов, позволит определить рейтинг каждого преподавателя, работающего в учебном заведении,

уровень преподавания конкретной дисциплины и уровень учебного заведения в целом.

Описанные выше принципы организации обучения студентов с аутентификацией преподавателей и обучаемых, хранение результатов в специальных рейтинг-журналах, наличие электронной библиотеки, возможность общения преподавателей и студентов через чат среды и электронную почту можно применять для организации сетевого режима дистанционного обучения в рамках среды.

Создание информационной образовательной среды системы образования создает уникальные возможности для информационного обеспечения органов управления образованием как на региональном, так и на общегосударственном уровне. Структура формируемой для системы управления информации должна соответствовать организационной структуре отрасли, ее функциональности, распределению функций, принятых в системе образования, финансовым технологиям и схемам, а также существующей технологии документооборота. Вовлечение интеллектуальных информационных ресурсов системы образования в хозяйственный оборот требует решения комплекса сопутствующих вопросов, таких как защита авторских и имущественных прав авторов и разработчиков, развитие программно-технических средств защиты информации и санкционированного доступа и т.п.

Уникальность возможного места информационной образовательной среды в системе высшего образования требует, чтобы в структуре такой среды обязательно существовали механизмы, обеспечивающие качество образования, получаемого будущими специалистами, его соответствие требованиям международных и республиканских стандартов. В свою очередь, эффективный анализ качества образования, фиксация связанных с этим достижений и проблем, осуществляемые на основе систематизации и информационной автоматизированной обработки числовых и качественных показателей деятельности вуза, возможны при условии специально организованных мониторинговых исследований. Обработка и обобщение полученной в результате мониторинга информации о качестве образования в университете позволяет на практике определить направления управляющих воздействий для улучшения функционирования вуза.

В заключение отметим, что проектирование, разработка и эксплуатация информационных образовательных сред вузов должны осуществляться в соответствии со спецификой развития системы высшего образования в Казахстане и формированием национальной модели образования, обеспечивать последующее беспрепятственное объединение информационных образовательных сред вузов в единое общегосударственное информационное образовательное пространство.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ахметов Б.С., Бидайбеков Е.Ы. О формировании единого информационного пространства вузов Республики Казахстан // Информационные технологии в образовании: Сб. трудов участников XII Международной конференции. Часть IV. М.: МИФИ, 2002. С. 112-113.
2. Ахметов Б.С. Педагогические основы построения информационной образовательной среды вуза. Актөбе: АГУ им. К. Жубанова, 2003. 332с.
3. Ахметов Б.С., Кулик А.И. Автоматизация рейтинг-контроля знаний студентов // Технология высшего образования в XXI веке: проблемы и перспективы развития: Сб. материалов международной научно-практической конференции. Актөбе: АГУ им. К. Жубанова, 2002. С. 524-527.

УДК 531.1

А.К. КОЖАХМЕТОВА
У.Л. УМБЕТАЛИЕВА

К вопросу организации самостоятельной работы студентов под руководством преподавателя

Формирование в вузе будущего специалиста как творческой личности требует внедрения в учебный процесс активных методов обучения. Большое значение для привития студентам навыков самостоятельной работы приобретают содержание и методы организации практических и лабораторных занятий по изучаемым дисциплинам. Необходимо, чтобы они обеспечивали активность и самостоятельность студентов в обучении, проблематику и профессиональную направленность обучения [1].

Изучение механики в высшей школе имеет определяющее значение для формирования навыков и мышления будущего инженера. На основных законах и принципах теоретической механики базируются многие общинженерные дисциплины, такие как

теория механизмов и машин, сопротивление материалов, строительная механика, гидравлика, детали машин и др. Поэтому сейчас, как никогда раньше, следует учитывать одну из основных задач высшего образования: *научить обучаемого учиться*. Иными словами, на базе минимального количества материала студенту надо сообщить такие знания и навыки, которые позволят ему в дальнейшем всю необходимую дополнительную информацию находить и усваивать самостоятельно.

Важнейшим элементом обучения современного специалиста является привитие ему навыков самостоятельной работы, творческого подхода, умения быстро перестраиваться на новое, если оно оказывается лучше и продуктивнее старого, умение нестандартно мыслить. Поэтому особое место в курсе

отводится самостоятельной работе студентов (СРС), в которую должны входить изучение теоретического материала курса, ознакомление с методикой и особенностью решения примеров, приведенных в учебниках, выполнение расчетно-графических заданий (РГЗ). Сюда следует отнести и подготовку рефератов и докладов по отдельным темам курса, не вошедших в программу, с последующим обсуждением на учебных семинарах.

На всех аудиторных занятиях студенты изучают сначала основы теории, затем методы решения типовых задач, типовые алгоритмы, правила оформления решений, методы оценки достоверности полученных решений, технологию использования ЭВМ для инженерных расчетов.

В свете внедряемой кредитной технологии обучения часы, отведенные под самостоятельную работу студентов под руководством преподавателя (СРСП), мы предлагали проводить как учебный семинар по изучаемой дисциплине [1]. Цель такого семинара — расширение и закрепление материала по всем разделам дисциплины. На семинар могут быть вынесены вопросы теории, а также ее приложения, которые не вошли в курс изучаемых дисциплин. На семинаре выступают с докладами студенты, а преподаватель продумывает тематику и организует обсуждение докладов. К подготовке отдельных докладов могут быть привлечены несколько студентов, которые изучают материал всей темы доклада, а выступают по отдельным ее частям. Так, например, один из студентов излагает теорию вопроса, а другой демонстрирует ее применение на конкретных примерах. Некоторые из этих докладов могут ставиться на обсуждение студенческих научно-технических конференций, обсуждаться на специальных кафедрах и войти элементом в дипломный проект студента. Тогда СРСП как учебный семинар будет одной из форм активной самостоятельной работы студента, приучающей его самому разобраться в теоретических и прикладных исследованиях.

Обычно программа вузовского курса теоретической механики, особенно для механических специальностей, предполагает рассмотрение общих принципов механики, а именно: принципа Даламбера, принципа возможных перемещений и принципа Даламбера-Лагранжа. Рассмотрение этих принципов механики вводит студентов в круг новых идей и знакомит их с новыми методами решения задач [2].

Тема, представляющая прикладное значение, которая может быть вынесена на СРСП: «Принцип возможных перемещений как общее уравнение статики». Известно, что принцип возможных перемещений является общим условием равновесия механической системы: для равновесия механической системы необходимо и достаточно, чтобы сумма элементарных работ всех действующих на нее сил при любом возможном перемещении системы из рассматриваемого положения была равна нулю, т.е.

$$\sum \delta A_k = 0.$$

Это уравнение называется общим уравнением статики [3,4].

Как известно, если механическая система является неизменяемой, то сумма всех работ внутренних сил равна нулю; если связи идеальные, то работа реакций тоже равна нулю.

В качестве важного достоинства отметим, что применение принципа возможных перемещений не требует рассмотрения равновесия отдельных частей механической системы и позволяет исключить из рассмотрения все наперед неизвестные реакции идеальных связей. Отметим еще, что при решении задач на равновесие механической системы с помощью принципа возможных перемещений число расчетных уравнений равно числу степеней свободы системы.

Это преимущество особенно заметно, если находящаяся в равновесии система состоит из большого числа связанных между собой тел. Решение задачи о равновесии такой системы методами геометрической статики предусматривает расчленение системы на отдельные тела и составление уравнений равновесия этих тел (в эти уравнения войдут и силы взаимодействия между телами, реакции внешних связей). Это приводит к составлению большого числа уравнений со многими неизвестными. Применяя принцип возможных перемещений для системы со многими телами, но имеющими одну степень свободы (что часто бывает в практических задачах), получим условие равновесия в виде одного уравнения работ. Причем реакции идеальных связей можно исключить (и на чертеже не изображать).

Приступая к решению задачи, вначале следует определить число степеней свободы рассматриваемой системы по числу ее независимых возможных перемещений. Затем следует выбрать обобщенные координаты и изобразить все действующие на систему силы (причем реакции идеальных связей можно не показывать).

Пусть рассматриваемая система имеет одну степень свободы. Тогда последующие этапы таковы. Сообщаем системе возможное перемещение $\delta q > 0$ и показываем на чертеже элементарные перемещения точек (тел), к которым приложены силы. Далее подсчитываем элементарные работы сил на данном перемещении системы и составляем общее уравнение статики. Затем необходимо установить зависимости между величинами возможных перемещений, выразив все перемещения через какое-либо одно. Эти зависимости определяются из рассмотрения кинематической структуры механической системы. Подставляя найденные соотношения в расчетное уравнение работ, определяется искомая в задаче величина.

Если система имеет несколько степеней свободы, то рассмотренные выше операции выполняются отдельно для каждого из независимых возможных перемещений. В результате для системы получится столько условий равновесия, сколько она имеет степеней свободы.

Пример 1. Найти вертикальную силу \bar{F} , приложенную в точке A к линейке 2 эллипсографа (рис. 1), которая обеспечит равновесие системы при заданном угле φ ($0 < \varphi < \pi/2$). Сила \bar{F}_1 и момент M

пары сил известны. Трением в шарнирах и направляющих, а также массой элементов системы пренебречь.

Решение. Условие равновесия эллипсографа имеет вид

$$\sum_{k=1}^n \delta A(\bar{F}_k) = \delta A(M) + \delta A(\bar{F}_1) + \delta A(\bar{F}) = 0.$$

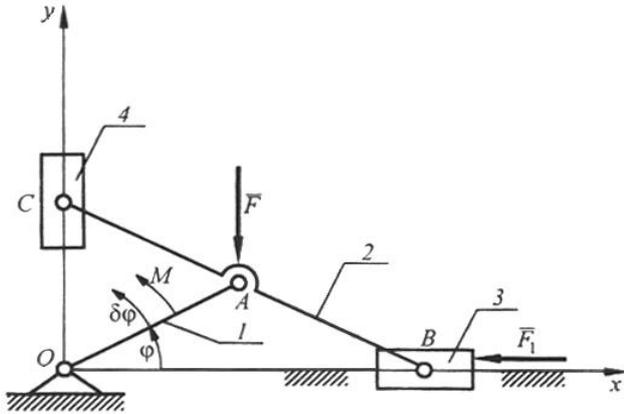


Рис. 1

Дадим системе возможное перемещение, повернув кривошип 1 на угол δφ. Возможная работа пары сил с моментом M равна Mδφ. Вычислим возможную работу сил F1 и F2:

$$\delta A(\bar{F}_1) = F_{1x} \delta x_B, \delta A(\bar{F}) = F_y \delta y_A.$$

Так как

$$F_{1x} = -F_1, x_B = 2l \cos \varphi, \delta x_B = -2l \sin \varphi \delta \varphi,$$

$$F_y = -F, y_A = l \sin \varphi, \delta y_A = l \cos \varphi \delta \varphi,$$

то

$$\delta A(\bar{F}_1) = 2F_1 l \sin \varphi \cdot \delta \varphi; \delta A(\bar{F}) = -Fl \cos \varphi \cdot \delta \varphi.$$

Подставляя выражения для возможных работ сил в уравнение равновесия эллипсографа, получаем

$$M \delta \varphi + 2F_1 l \sin \varphi \cdot \delta \varphi - Fl \cos \varphi \cdot \delta \varphi = 0.$$

Отсюда

$$F = 2F_1 \operatorname{tg} \varphi + \frac{M}{l \cos \varphi}.$$

Однако принцип возможных перемещений позволяет находить и реакции идеальных связей. Для этого, в соответствии с принципом освобожденности, связь отбрасывают, заменяя ее соответствующей реакцией. Эту реакцию включают в число активных сил. При отбрасывании связи увеличивается число степеней свободы системы. Поэтому точке приложения реакции отброшенной связи можно задать возможное перемещение.

Пример 2. Г-образная рама состоит из двух стержней AC и CB, соединенных в точке C при помощи цилиндрического шарнира (рис. 2). Найти момент MA заделки, если AC = l1, CD = l2, DE = l3, момент M пары сил и сила F — заданы.

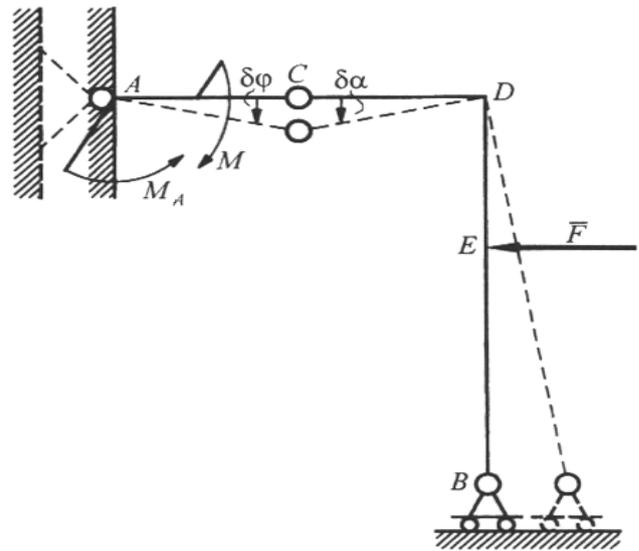


Рис. 2

Решение. Заменим заделку шарнирно-неподвижной опорой, приложив при этом к стержню AC пару сил с моментом MA. Дадим возможное перемещение, повернув AC на угол δφ вокруг оси, проходящей через точку A. При этом ломаный стержень CB повернется вокруг мгновенной оси, проходящей через точку D на угол δα = (l1/l2) δφ.

Сумма возможных работ приложенных к раме сил, включая момент заделки, равна

$$\sum_{k=1}^N \delta A(\bar{F}_k) = \delta A(M_A) + \delta A(M) + \delta A(\bar{F}),$$

где δA(MA) = -MAδφ; δA(M) = Mδφ; δA(F) = -FδsE;

$$\delta s_E = DE \delta \alpha = \frac{l_1 l_3}{l_2} \delta \varphi.$$

Приравнявая сумму возможных работ к нулю, получим

$$-M_A \delta \varphi + M \delta \varphi - F \frac{l_1 l_3}{l_2} \delta \varphi = 0,$$

откуда

$$M_A = M - F \frac{l_1 l_3}{l_2}.$$

К системам с неидеальными связями принцип возможных перемещений неприменим. Однако в некоторых случаях, например при движении точки по шероховатой поверхности, связь рассматривают как идеальную, дополняя ее силой трения скольжения.

Другая тема, которую можно было бы рассмотреть на СРСП: «Принцип Даламбера-Лагранжа» [3,4]. Принцип возможных перемещений, дающий общий метод решения задач статики, можно применить и к решению задач динамики. Как известно, согласно принципу Даламбера, совокупность всех сил, действующих на механическую систему, и сил инерции образует в каждый момент времени уравновешенную систему сил. Тогда, применяя к этим силам принцип

возможных перемещений, для механической системы получим уравнение

$$\sum \delta \dot{A}_k + \sum \delta \dot{A}_k^u = 0.$$

Из полученного результата вытекает принцип Даламбера-Лагранжа: при движении механической системы в каждый момент времени сумма элементарных работ всех действующих на систему сил и всех сил инерции на любом возможном перемещении системы равна нулю. Уравнение, выражающее этот принцип, называют общим уравнением динамики. Принцип Даламбера-Лагранжа является вариационным и дифференциальным, потому что в нем рассматривается возможная работа активных сил, сил реакций и сил инерции в произвольный, но фиксированный момент времени. Поэтому этот принцип дает возможность составлять дифференциальные уравнения движения механической системы. Отметим, что общее уравнение динамики выполняется только для истинного движения системы.

Пример 3. В механизме, показанном на рис. 3, кривошип 1 массой m_1 и длиной l_1 , вращаясь вокруг неподвижной горизонтальной оси Oz , при помощи шатуна 2 такой же длины приводит в движение ползун 3 массой m_3 . Ползун соединен пружиной 5 с ползуном 4 массой m_4 . К кривошипу приложена пара сил с постоянным моментом M_1 . Коэффициент жесткости пружины c . Пренебрегая трением в шарнирах и направляющих, а также массой шатуна и принимая кривошип за однородный стержень, составить дифференциальные уравнения движения механизма.

Решение. Система имеет две степени свободы. В качестве обобщенной координаты выберем угол φ поворота кривошипа 1 и перемещение s ползуна. При $\varphi = 0$ и $s = 0$ пружина 5 недеформирована. Задавая системе возможные перемещения, при которых $\delta\varphi \neq 0$, $\delta s = 0$ и $\delta\varphi = 0$, $\delta s \neq 0$, с помощью принципа Даламбера-Лагранжа получим два уравнения

$$M_1 \delta\varphi + L_{1z}^{\dot{\varphi}} \delta\varphi + P_{1y} \delta y_E + R_{3x}^{\dot{\varphi}} \delta x_B + F_{Bx}^{\dot{\varphi}} \delta x_B = 0;$$

$$F_{Dx}^{\dot{s}} \delta s + R_{4x}^{\dot{s}} \delta s = 0.$$

Главный момент сил инерции кривошипа 1 относительно оси Oz и главные векторы сил инерции ползунков 3 и 4 соответственно равны

$$L_{1z}^{\dot{\varphi}} = -J_{Oz} \dot{\varphi} = -\frac{1}{3} m_1 l^2 \dot{\varphi}; \quad \bar{R}_3^{\dot{\varphi}} = -m_3 \bar{a}_3; \quad \bar{R}_4^{\dot{\varphi}} = -m_4 \bar{a}_D,$$

где $\bar{a}_3 = \dot{x}_B \bar{i}$; $\dot{x}_B = -2l(\dot{\varphi} \sin \varphi + \dot{\varphi}^2 \cos \varphi)$; $\bar{a}_D = \dot{s} \bar{i}$.

Кроме того,

$$P_{1y} = -m_1 g; \quad \delta y_E = \frac{1}{2} l \cos \varphi \cdot \delta\varphi;$$

$$R_{3x}^{\dot{\varphi}} = 2m_3 l(\dot{\varphi} \sin \varphi + \dot{\varphi}^2 \cos \varphi); \quad \delta x_B = -2l \sin \varphi \cdot \delta\varphi;$$

$$F_{Bx}^{\dot{\varphi}} = c[s + 2l(1 - \cos \varphi)], \quad F_{Dx}^{\dot{s}} = -c[s + 2l(1 - \cos \varphi)].$$

Подставляя выражения для проекций сил и возможных перемещений в уравнения Даламбера-Лагранжа и сокращая на $\delta\varphi$ и δs , получаем

$$M_1 - \frac{1}{3} m_1 l^2 \ddot{\varphi} - 4m_3 l^2 \dot{\varphi} \sin^2 \varphi - 2m_3 l^2 \dot{\varphi}^2 \sin 2\varphi -$$

$$-\frac{1}{2} m_1 g l \cos \varphi - 4cl^2 (1 - \cos \varphi) \sin \varphi - 2cls \sin \varphi = 0;$$

$$m_4 \ddot{s} + cs + 2cl(1 - \cos \varphi) = 0.$$

В заключение отметим следующее. Вполне очевидно, что вопросы, относящиеся к совершенствованию самостоятельной работы студентов, ни в коей мере не ограничиваются предложенной формой проведения СРСП как учебного семинара. Тем более, что такая форма СРСП требует дополнительного времени, которое, кстати, нужно предусмотреть при домашней подготовке преподавателя к занятиям. Несомненно одно: организация СРСП в виде учебного семинара является одной из форм активной самостоятельной работы студента, приучающей его самому разбираться в теоретических и прикладных исследованиях. И это главное, что оправдывает дополнительные затраты времени.

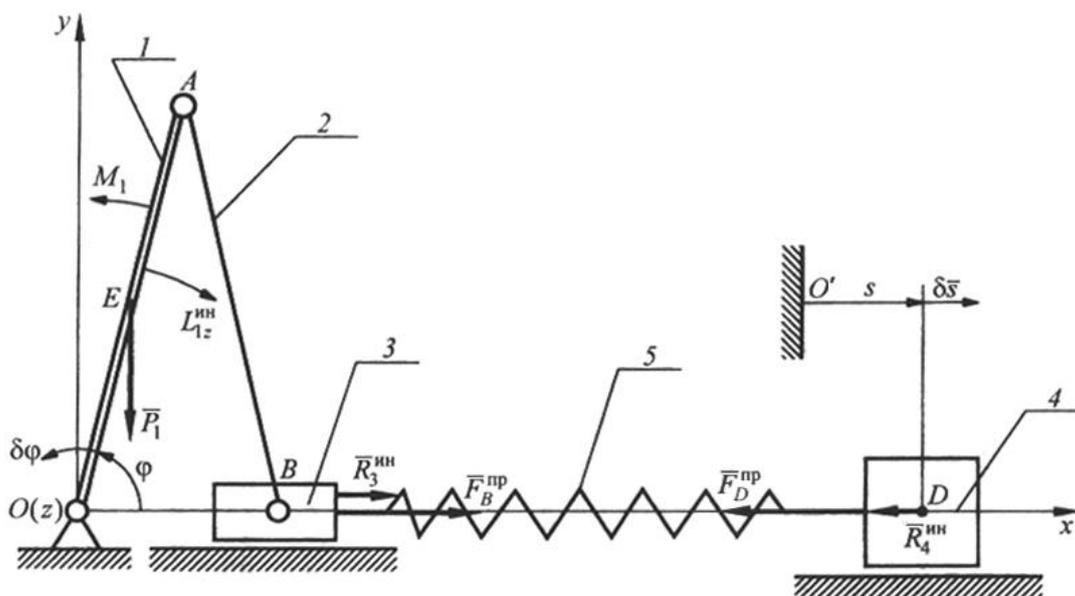


Рис. 3

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кожаметова А.К., Умбеталиева У.Л., Филиппова Т.С. Анализ и оценка самостоятельной работы студентов // Труды университета. Караганда: Изд-во КарГТУ. Вып. 4. 2005. С. 71-73.
2. Кожаметова А.К., Умбеталиева У.Л., Тусупбаев Н.Б., Южаков И.Ю. Методические указания по выполнению самостоятельных работ по дисциплине «Теоретическая механика». Караганда, 2005. 27 с.
3. Курс теоретической механики: Учебник для вузов / Под ред. академика К.С. Колесникова. М.: Изд-во МГТУ им. Н.Э. Баумана, 2000. 736 с.
4. Бутенин Н.В., Фуфаев Н.А. Введение в аналитическую механику. М.: Наука, 1991. 256 с.

УДК 622.268.13.06

*В.Ф. ДЕМИН
Н.Н. ТУЛЕПОВ
В.В. ДЕМИН*

Исследование целесообразности раздельной выемки угля и породы в угольно-породных проходческих забоях

Значительное увеличение глубины разработки и связанное с этим усложнение условий ведения горных работ обусловили снижение экономической эффективности выемки пластов и рост затрат в других технологических звеньях шахты, что обусловлено также и повышением содержания попутно добываемой шахтной породы в рядовом угле, увеличением сечения проводимых выработок и ухудшением условий их поддержания. Улучшение состояния горных выработок обеспечивает сокращение объемов работ по их ремонту и перекреплению, что связано с уменьшением выпуска породы. Объем породы, получаемый при выполнении указанных работ, достигает 30-35 % количества породы, получаемой при проведении выработок.

При отработке маломощных угольных пластов большая часть подготовительных выработок проводится смешанным забоем. При этом возможны несколько вариантов проведения выработок и выдачи из них угля, породы или горной массы: валовая

выемка угля и породы узким ходом с выдачей горной массы в отвал; валовая выемка угля и породы узким ходом с выдачей горной массы вместе с углем из очистных забоев с последующим обогащением до товарного угля; селективная выемка угля и породы узким и широким ходом со складированием породы в бутовые полосы или опоры.

Применение того или иного способа проведения горных выработок оказывает значительное влияние как на объем и качество добываемого угля, так и на сроки подготовки фронта очистных работ.

Использование технологических решений по раздельной или совместной выемке и транспортированию угля и породы из подготовительных выработок зависит от марки угля, мощности пластов, наличия породных прослоек и условий переработки угля.

Проходка подготовительных выработок в смешанных забоях на шахтах Карагандинского бассейна, как правило, ведется с совместной выемкой

угля и породы и выдачей горной массы из них вместе с углем из очистных забоев, что обусловлено в значительной мере полной конвейеризацией шахтного транспорта.

Совместная выемка выдача угля и породы по шахтам УД АО «Миттал Стил Темиртау» из смешанных подготовительных забоев снижает качество товарного угля (табл. 1). Зольность горной массы из подготовительных забоев больше зольности горной массы из очистных забоев в среднем на 9,2 %. На отдельных шахтопластах бассейна это превышение достигает 20-22 %. В целом по шахтам горная масса, выдаваемая из подготовительных забоев и поступающая в валовую добычу, увеличивает зольность добываемого шахтами угля в среднем на 1,2-1,5 % и приводит к снижению оптовой цены на отгружаемый шахтами уголь на 150-200 тнг/т. Одним из реальных путей повышения качества угольной продукции шахт является применение раздельной выемки угля и породы при проведении подготовительных выработок.

Таблица 1

ПОКАЗАТЕЛИ ЗОЛЬНОСТИ УГЛЯ

Наименование показателей	Количественное значение
Объем добычи горной массы, тыс. т:	
из очистных забоев	11500
из подготовительных забоев	1000
Зольность горной массы, %:	
из очистных забоев	31,7
из подготовительных забоев	40,9
средняя	32,9
Увеличение зольности всей горной массы за счет подготовительных забоев, %	1,2-1,5

Для определения области применения различных технологических схем нами рекомендована классификация маломощных и сложноструктурных пластов, в которой, в отличие от известных классификаций пластов по мощности, нами к маломощным пластам отнесены пласты мощностью от 0,7 до 1,8 м (рис. 1). Отличительной особенностью разработки этих пластов является необходимость проведения подготовительных выработок с присечкой пород кровли или почвы (более половины добываемого объема горной массы). При этом выемка породы может быть осуществлена селективным либо валовым методом. Причем при валовой выемке зольность рядового угля может значительно превышать допустимую по условиям, что потребует его последующего обогащения.

К сложноструктурным пластам причислены: пласты сложного строения с несколькими угольными пачками, разделенные породными прослойками, и по условиям, отнесенные к балансовым или забалансовым запасам, при отработке их селективным или валовым методами. При селективной выемке пластов с забалансовыми запасами они могут быть отнесены к балансовым. Такие сложноструктурные пласты могут иметь мощность и более 1,8 м.

Такое распределение пластов по маломощным и сложноструктурным является условным, но

технологически оправданным, так как оно характеризует особенности их разработки — селективной выемки угля и породы, складирования породы или использования ее для технологических нужд и т.д.

Для определения возможной величины присечки боковых пород почвы (кровли) пласта с учетом их зольности исследованы диапазоны изменяющихся параметров мощности пласта и зольности попутно вынимаемых вмещающих пород.

Эффективной областью применения технологии проведения выработки за очистным забоем с раздельной выемкой угля и породы и оставлением последней в выработанном пространстве, как установлено ранее выполненными исследованиями КНИУИ и ЦНИЭИуголь [1, 2], являются пласты мощностью до 1,5-1,7 м. При этом экономический эффект достигается за счет ликвидации затрат на выдачу на поверхность горной массы из подготовительных забоев и снижения стоимости поддержания выработок.

Для обеспечения кондиционной зольности добываемого угля нами установлена зависимость между вынимаемой мощностью отрабатываемого забалансового по мощности угольного пласта и его зольностью. Так, при выемке пласта мощностью 0,6 м зольность присекаемых вмещающих (до кондиционной мощности) не должна превышать 38% (рис. 2 и 3). Затраты при раздельной выдаче угля и породы должны компенсироваться использованием попутно добываемой породы в шахте за счет создания охранных бутовых сооружений [3] или стоимостью реализации угля.

Эффект от применения технологических схем с раздельной выемкой угля и породы и оставлением породы в выработанном пространстве может быть определен по формуле

$$\Xi = S_{\text{пр}} * K_p * I_r * C_n + \Delta C_{\text{под}} * I_r - \Delta C_3 * N_r - E \Delta K,$$

где $S_{\text{пр}}$ — сечение выработки в проходке, м²;
 K_p — коэффициент разрыхления породы, $K_p=1,5$;
 I_r — годовое подвигание лавы, м $I_r=2000$ м;
 $\Delta C_{\text{под}}$ — разница в затратах на поддержание I п. м выработки, охраняемой породной полосой и без нее, $\Delta C_{\text{под}}=20$ тыс. тнг.;
 ΔC_3 — дополнительные затраты по заработной плате на размещение породы в выработанное пространство, тнг/т;
 C_n — затраты на проведение горной выработки тнг;
 E — нормативный коэффициент эффективности капитальных вложений, $E=0,12-0,15$;
 ΔK — дополнительные капитальные вложения в тнг;
 N_r — число рабочих дней в году, $N_r=300$.

Дополнительные затраты по заработной плате определяются по формуле

$$\Delta C_3 = n \cdot q,$$

где n — численность рабочих, занятых размещением породы, $n=8$ чел;
 q — средняя зарплата 1 рабочего с начислениями, $q=3000$ тнг/сут. Таким образом, годовой экономический эффект составит 500 тыс. тнг на одну выработку. При раздельной выемке и

транспортировании горной массы скорость проходки при прочих равных условиях снижается на 10-15 %, а стоимость проходки увеличивается соответственно в 1,25-1,3 раза.

Выработки со смешанным забоем на шахтах бассейна проводятся по пластам в широком диапазоне изменения их мощности. По пластам мощностью до 1,4 м коэффициент присечки вмещающих пород

составляет 0,62-0,64. По пластам мощностью 1,21-2,0 м коэффициент присечки вмещающих пород — 0,3-0,57. По пластам мощностью 2,01-3,6 м коэффициент присечки вмещающих пород — 0,05-0,3.

Применение отдельной выемки угля и породы позволило снизить зольность горной массы, выдаваемой из смешанных подготовительных забоев, на 13,7-

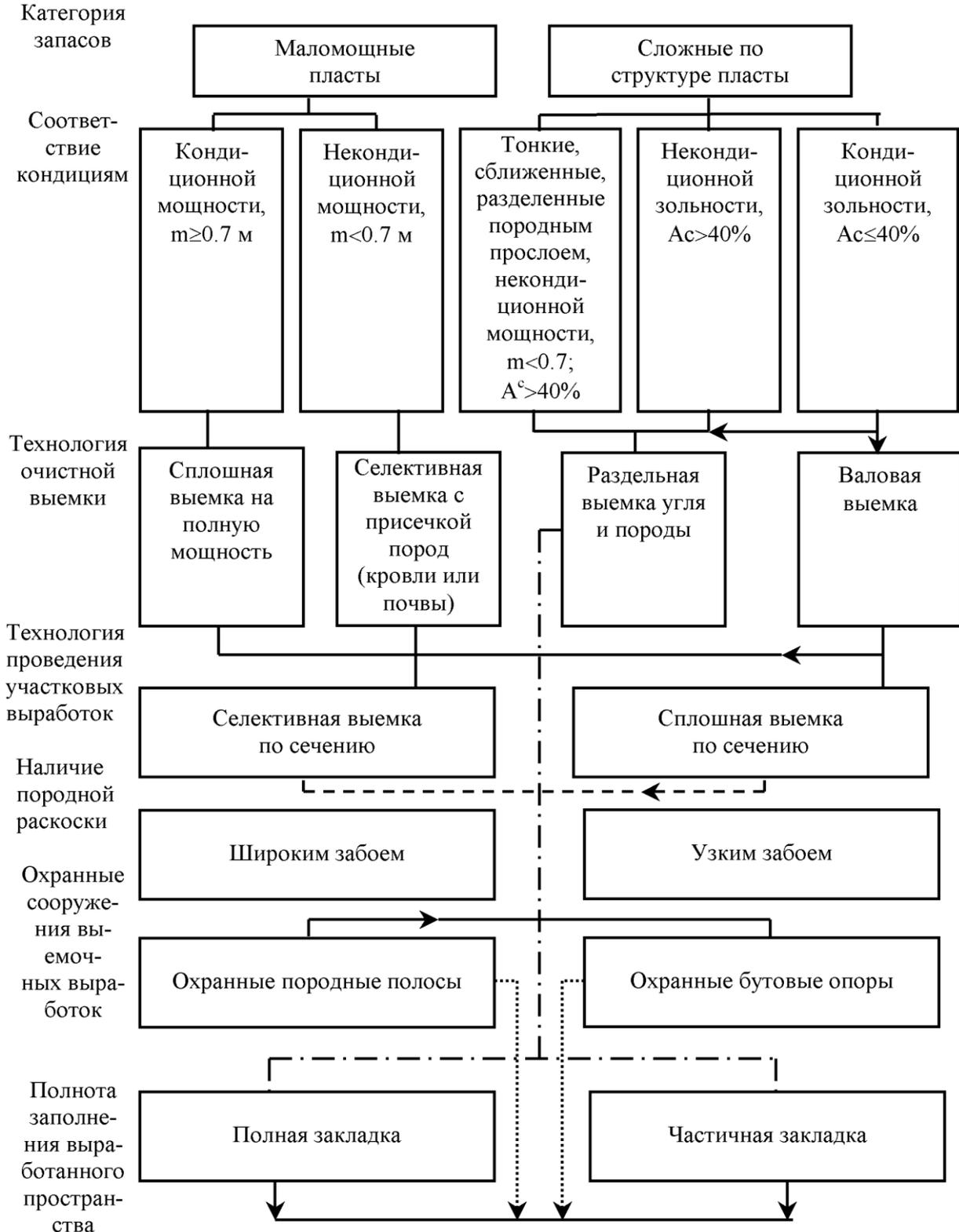
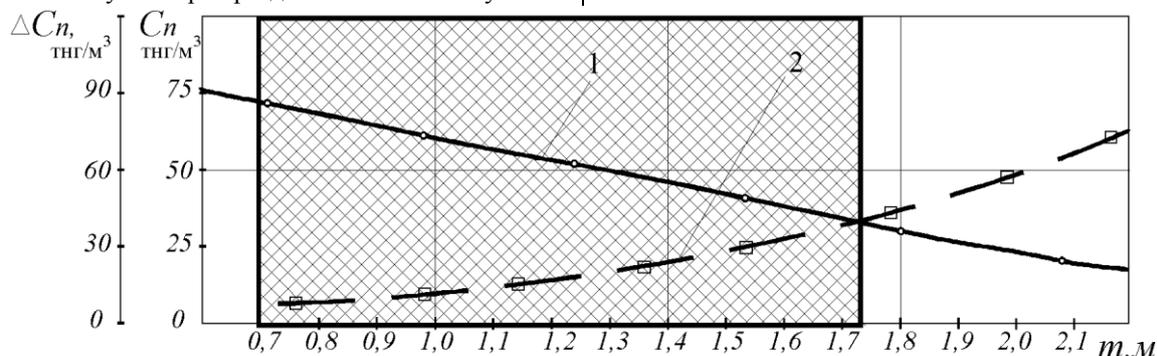


Рис. 1. Классификация запасов угля в маломощных, сложноструктурных пластах и технологии их выемки

24,1 %. Большому снижению зольности препятствует, например, то, что непосредственная кровля пластов K_7 и K_{10} представлена прослойками слабого аргиллита, который при выемке угольной части забоя частично обрушается и смешивается вместе с углем. Результаты раздельной выемки транспортирования угля и породы в смешанных забоях на шахте им. Костенко ПО «Карагандауголь» (1985 г.) представлены в табл. 2.

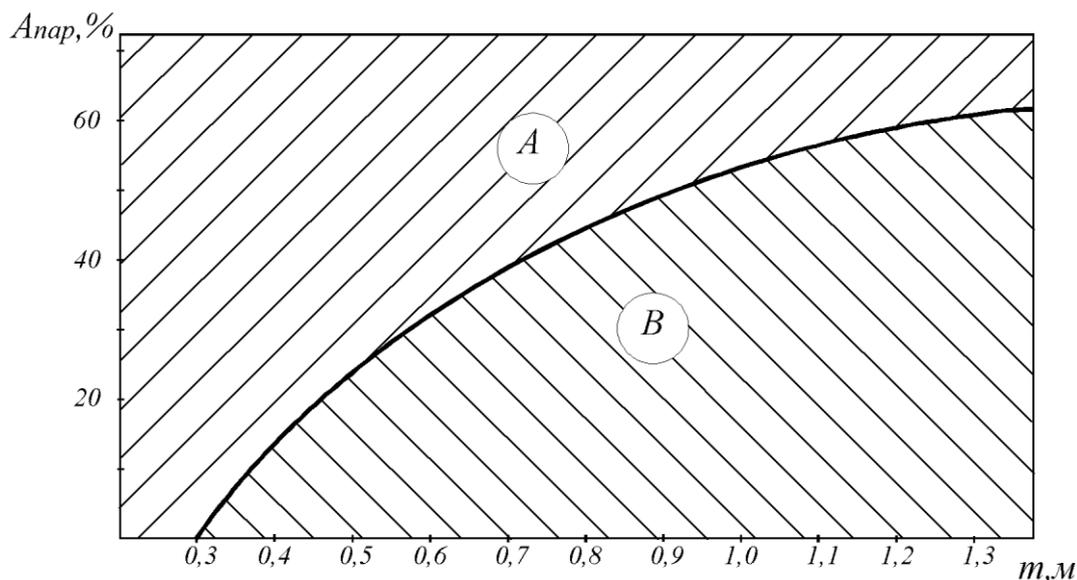
Определение прибыли от снижения зольности добываемого угля при раздельной выемке угля и

породы при проведении подготовительных выработок смешанным забоем и оставления попутно добытой породы в шахте имеет большое экономическое значение с позиций интересов каждой шахты. Так, если снизить зольность с 30 % (фактическое значение) до 28,5 % за счет раздельной выемки угля и породы при проведении горных выработок, то можно обеспечить прибыль предприятию, рассчитываемую следующим образом.



1 — разница расходов на проведение выработок с селективной и валовой выемкой угля и породы по сечению;
2 — прибыль, получаемая от реализации добытого угля

Рис. 2. Установление верхнего предела мощности пласта, ниже которого необходимо использование эффекта от попутно добытой породы



А и Б — зоны соответственно эффективной выемки и нецелесообразного ведения очистных работ

Рис. 3. Определение возможной присечки боковых пород при отработке забалансовых по мощности запасов угля

Таблица 2

РЕЗУЛЬТАТЫ РАЗДЕЛЬНОЙ ВЫЕМКИ УГЛЯ И ПОРОДЫ В СМЕШАННЫХ ЗАБОЯХ

Показатель	Наименование выработок		
	Конвейерный промштрек 42 K_7 -3	Конвейерный бремсберг 46 K_{10} -В	Вентиляционный бремсберг 43 K_7 -В
Объем проведения выработок, м	765	113	87
Пластовая зольность угля из подготовительных забоев, %	29,0	26,9	29,0
Зольность горной массы из забоев проводимых выработок без раздельной выемки угля и породы, %	64,2	57,0	63,3
Зольность горной массы из забоев проводимых выработок с раздельной выемкой угля и породы, %	50,5	41,7	39,2
Снижение зольности горной массы из забоев проводимых выработок за счет применения раздельной выемки угля и	13,7	15,3	24,1

породы, %			
-----------	--	--	--

Например, отпускная цена товарного угля с зольностью 30 % составляет 2,5 тыс. тн/г, в том числе на долю углерода приходится $2500 \cdot 0,7 = 1750$ тн/г, а золы — $2500 - 1750 = 750$ тн/г. Тогда при зольности угля 28,5 % его отпускная цена увеличится до $2500 + 2500 \cdot 1,5/100 = 2594$ тн/г, где 2,5% — величина надбавки от снижения фактической зольности угля.

При этом, если 1,5 % породы оставлять в шахте, то шахта снижает производственную мощность в $0,7/0,715 = 0,97$ раза, т.е. на 3 %.

Себестоимость добычи угля в среднем по шахтам составляет 1600 тн/г, при доле условно-постоянных затрат 70 %. Себестоимость добычи при снижении зольности угля будет равна $C_2 = [(1 - 0,7)(1 - 0,715/0,7)] = 1622$ тн/г.

Прибыль в расчете на 1т при фактической зольности угля составит $P_p = 2594 - 1622 = 972$ тн/г, т.е. больше на 972 тн/г.

Годовая прибыль при имеющейся производственной мощности, например 1,5 млн. т/год, составит $1500000 \cdot 900 = 1350$ млн. тн/г, а при новой зольности $1500000/1,014 \cdot 972 = 1438$ млн. тн/г, т.е. больше на 78 млн. тн/г.

Реализация методических принципов совершенствования технологии разработки маломощных пластов показала, что предложенные технологические схемы очистных работ с отдельной выемкой угля и породы в смешанных проходческих забоях могут обеспечить высокую эффективность разработки и конкурентоспособность угольной продукции в рыночных условиях.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Отчет № ГР 01.84.0070748. КНИУИ. Выполнить анализ технологии проведения выработок с отдельной выемкой угля и породы // Рук. Мукушев М.М. и др. Караганда, 1984. 78 с.
2. Лященко И.В., Нильва Э.Э., Курганский А.М. Совершенствование способов проведения подготовительных выработок смешанным забоем. М.: ЦНИЭИуголь, 1974. 52 с.
3. Демин В.Ф. Создание технологии эффективной выемки маломощных и сложноструктурных пластов с использованием шахтной породы: Дис. ... д-ра техн. наук. Караганда, 2004. 288 с.

УДК 622.284(574.32)

Ж.П. ВАРЕХА

С.Н. ЛИС

А.Е. МАГЗУМОВ

Разработка быстротвердеющего минерального состава для закрепления анкерных стержней в шпурах

Анкерная крепь является одним из наиболее прогрессивных и экономичных видов крепи для горных выработок в угольной и горно-рудной промышленности. Эффективность анкерной крепи определяется совместной работой трёх её элементов: анкерного стержня, поддерживающего подхвата и закрепляющего состава. Кроме конструктивных особенностей, анкерная крепь характеризуется несущей способностью (усилием выдергивания анкерного стержня), которая обеспечивается закреплением этого стержня в шпуре быстротвердеющими составами.

Для закрепления анкерных стержней в шпурах на шахтах Карагандинского бассейна используют ампулы КАКС-П на основе карбомидно-формальдегидной смолы КФЖ. Состав на основе КФЖ быстро теряет свои прочностные свойства. Так, по данным источника [1], снижение прочностных свойств за 16 месяцев составляет 51 %, а снижение адгезионных свойств за этот же период 59 %. Использование этого состава для закрепления анкерных стержней при большом сроке эксплуатации выработки (свыше 1 года) небезопасно. Срок хранения этих ампул не превышает 6 месяцев. При наличии влаги в шпуре этот состав теряет свою эффективность. Из-за этого шпуры под анкерное крепление бурят с продувкой, рабочее пространство запыляется, нарушаются санитарно-гигиенические нормы.

На рудниках корпорации «Казахмыс» используются ампулы АКЦ фирмы «Карбо-Цакк» на основе полиэфирной смолы. Этот состав является токсичным и относится к третьей категории опасности. В состав ампул входят органические вещества, вредно влияющие на организм человека. При установке анкера в результате перемешивания состава выделяются пары стирола. Последние раздражают слизистые оболочки верхних дыхательных путей и глаз. При длительном воздействии стирол поражает печень, нервную систему и кровеносные органы.

Таким образом, быстротвердеющие химические составы на основе смол имеют следующие недостатки: токсичность, дороговизну, пожароопасность, низкую термостойкость и ограниченный срок годности. Этих недостатков лишены быстротвердеющие составы на минеральной основе.

Поэтому в ТОО «ИПКОН» были проведены исследования по разработке состава на минеральной основе для закрепления анкерных стержней в шпуре, обеспечивающих необходимую несущую способность анкера сразу после его установки. Для этого вначале была определена необходимая теоретическая прочность минерального камня.

Как известно [2], несущая способность анкера (F_a) определяется из выражения:

$$F_a = \frac{2}{3} \cdot \pi \cdot l_\zeta \cdot d \cdot \tau_a, \quad (1)$$

где d — диаметр анкера, м;
 l_ζ — величина заделки анкера (часть шпура, заполненная твердеющим составом), м, определяется исходя из соотношения диаметров шпура (D) и анкера (d) и размеров ампулы с быстротвердеющей смесью: длины ампулы (l_a) и ее диаметра ($d_{ам}$):

$$l_\zeta = \frac{d_{ам}^2 \cdot l_{ам}}{D^2 - d^2}, \text{ м}, \quad (2)$$

τ_a — удельное сцепление твердеющего состава с арматурой, определяется по формуле [3]:

$$\tau_a = c \cdot k_1 \cdot \sqrt{\sigma_{пре}}, \text{ МПа}, \quad (3)$$

где c — коэффициент, принимаемый для анкерных стержней из арматуры периодического профиля равным от 2,5 до 3,3;

k_1 — коэффициент, учитывающий неравномерность касательных напряжений по длине арматуры, для арматуры периодического профиля принят равным 1;

$\sigma_{пре}$ — предел прочности минерального камня на одноосное сжатие, МПа.

В настоящее время для анкерного крепления используются шпуры диаметром 0,03 м и применяются анкера из арматурной стали класса А-II диаметром 0,02 и 0,022 м. Для удобства использования в шахтных условиях длина ампулы (l_a) должна быть не более 0,4 м.

Несущая способность анкера должна быть на уровне предела прочности анкерного стержня на разрыв. Разрывное усилие по резьбе для анкеров из стали класса А II диаметром 0,02 м составляет 115 кН и для анкеров диаметром 0,022 м — 143 кН. Поэтому, исходя из расчетов по формуле (1) и (3), для достижения усилия закрепления анкера 110 и 140 кН необходимо, чтобы прочность на сжатие минерального камня была на уровне 16-18 МПа при установке двух ампул в шпур. Эта прочность должна достигаться не позже чем через 10-20 мин после установки анкера в зависимости от прочностных свойств пород.

Другим требованием к смеси является время начала её схватывания. Оно должно быть, с одной стороны, не менее времени установки анкера в шпуре (не менее 30 с), с другой стороны, не более времени, при котором жидкий компонент смеси может вытечь из шпура (не более 60 с).

В результате проведенных исследований разработан минеральный состав для закрепления анкерных стержней в шпурах, который в течение 10 мин набирает прочность на одноосное сжатие 18-22 МПа (рис. 1).

$\sigma_{сж}$, МПа

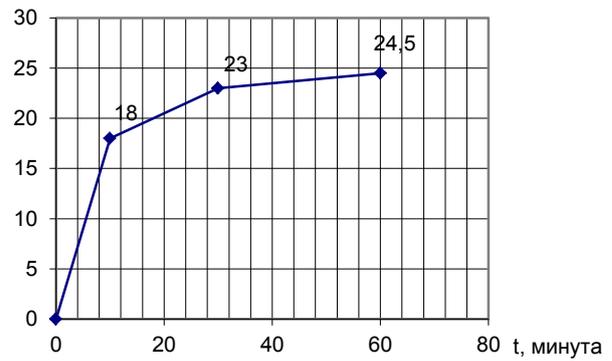


Рис. 1. Зависимость прочности на одноосное сжатие ($\sigma_{сж}$) образцов затвердевшего минерального состава от времени (t)

На основе этого состава в ТОО «ИПКОН» разработана ампула АЦД (рис. 2).

Ампула АЦД состоит из длинномерной двухполостной полиэтиленовой оболочки, заполненной минеральной твердеющей смесью: наружная (1) — сыпучим, внутренняя (2) — жидким компонентом [4].

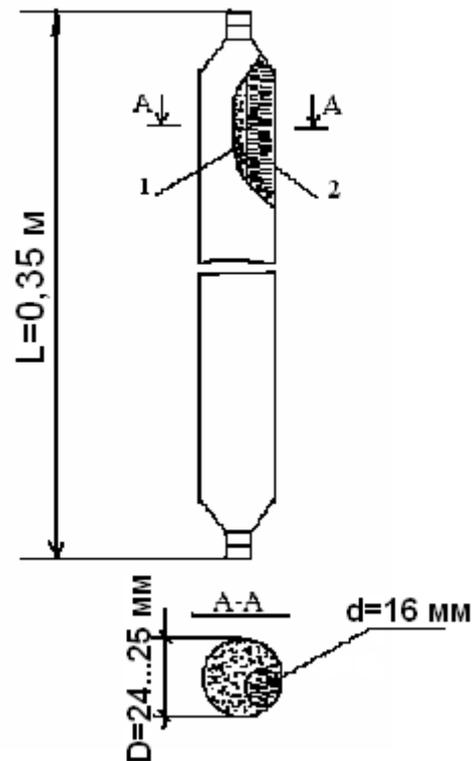


Рис. 2. Ампула АЦД

Ампулы АЦД могут применяться на шахтах любой категории по газу и пыли. Применять ампулы допустимо по сухим и обводненным породам (исключая струйные поступления воды из шпура) при температуре породного массива не менее +1 °С.

Проведенные промышленные испытания ампул АЦД в шахтных условиях Карагандинского угольного бассейна показали, что анкера, закрепленные этим составом, имеют несущую способность свыше 110 кН (предел измерения прибора ПКА) через 10 мин после установки анкера.

Таким образом, применение анкеров, закрепляемых ампулами АЦД, способствует сохранению сплошности пород и повышению

устойчивости выработки во времени, в том числе в зонах влияния опорного давления.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. А.с. 1470967 СССР, Е 21 D 21/00.
2. Анкерная крепь: Справочник / А.П. Широков и др. М.: Недра, 1990.
3. Проектирование и расчет железобетонной штанговой крепи / В.М. Рогинский. М.: Недра, 1971.
4. Вареха Ж.П., Любимникова О.А. Особенности применения цементных ампул АЦД при анкероании горных пород // Уголь. 2002 №2. С.17-20.

УДК 622.1:528;622.833/838

О. САБДЕНБЕКУЛЫ
А.К. КОЖАС

Способ определения ширины предохранительной бермы для охраны объектов при подземной разработке

При добыче полезных ископаемых методом подработки под застраиваемыми территориями возникают сдвиги горных пород, которые вызывают деформирование оснований сооружений, приводящие к смещению фундаментов.

Одним из способов, обеспечивающих снижение деформации земной поверхности, является оставление предохранительных целиков. Охраняемая площадь включает площадь объектов и площадь предохранительной бермы. Ширина предохранительной бермы принимается в зависимости от категории объекта.

По [1] ширину предохранительной бермы принимают 0-20 м, по [2] — 5-20 м, опираются на данные инструментальных наблюдений. Указанные размеры предохранительных берм не всегда соответствуют натурным данным.

Для определения ширины предохранительной бермы для охраны наземных сооружений от влияния подземных горных работ необходимо учитывать, прежде всего, напряженно-деформируемое состояние рассматриваемого основания объекта.

Механика грунтов рассматривает процессы деформации пород под фундаментами различной конструкции [3, 4, 5]. Однако общее влияние на равновесное состояние массива оснований не рассматривается, тем более в связи со сдвижением горных пород после разработки месторождения.

Охраняемые объекты могут быть расположены над или рядом с участком месторождения, где ведутся добычные работы. Рассмотрим сохранение объекта, расположенного рядом с участком ведения горных работ и попадающего в зону его влияния.

Границы зоны деформирования определяют кри-

выми линиями скольжения 1-го и 2-го семейства [6].

На геологическом разрезе (см. рис.) под охраняемым объектом АВ, начиная с точек А и В, проводят кривые линии скольжения 2-го семейства (направление которых совпадает с направлением нормальных напряжений) до пересечения в точке O_T и находят зону деформирования от собственного веса грунта под охраняемым объектом АВ.

Далее значение N , действующей на основание объекта, выражают через вертикальное напряжение:

$$\sigma_g = N/S, \quad (1)$$

где N — величина нагрузки, действующей на основание объекта, т;

S — площадь основания объекта, м².

Значение вертикального напряжения откладывают на паспорте прочности рассматриваемого грунта и от этой точки проводят окружность, касательную к огибающей.

σ_g принимают равной весу элементарного столбика грунта γH_i ,

$$\sigma_g = \gamma H, \quad (2)$$

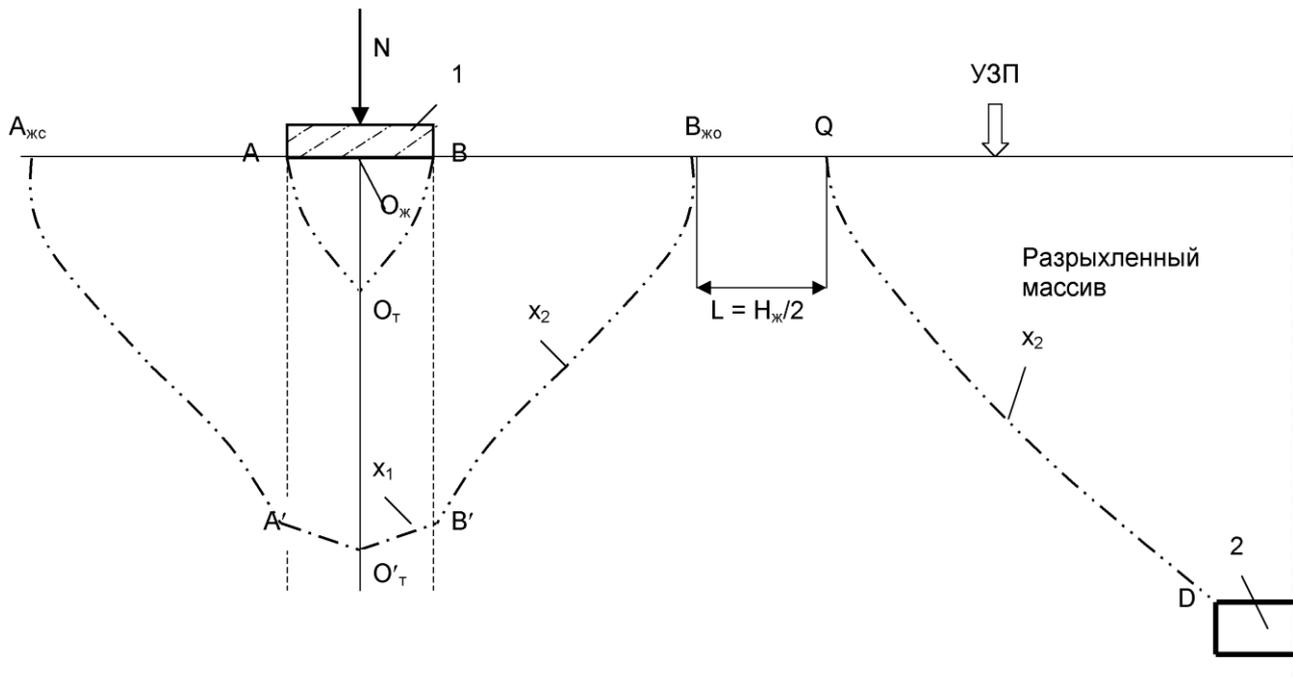
где γ — объемный вес грунта, т/м³;

H — глубина, формирующаяся от вертикального напряжения σ_g , м,

откуда

$$H = \sigma_g / \gamma. \quad (3)$$

Вертикальные линии, проведенные от точек А и В, ограничивают область зоны грунта, деформирующегося не только от собственного веса, но и от веса самого объекта.



Суммируя найденную глубину H (3) и глубину $O_{жс}O_m$ и откладывая вниз от основания объекта, находят точку O'_m .

Ось абсциссы X кривых поверхностей скольжения совмещают с уровнем поверхности земли на геологическом разрезе и, начиная с точки O'_m , в две стороны проводят кривые 1-го семейства (направление которых совпадает с направлением тангенциальных напряжений) и находят точки A' и B' . Далее, начиная с точек A' и B' , как и в предыдущий раз, проводят кривые 2-го семейства до точек $A_{жс}$ и $B_{жс}$ земной поверхности.

От найденных точек $A_{жс}$ и $B_{жс}$, соответственно, расстояния до точек A и B и есть ширина предохранительной бермы $l = A_{жс} = B_{жс}$.

При этом поверхности скольжения $A'A_{жс}$ и $B'B_{жс}$ не должны входить в область влияния подземных горных работ DQ и расстояние между точками $B_{жс}$ и Q не должно превышать

$$L = H_{жс}/2,$$

где $H_{жс} = \sigma_p/\gamma$,

σ_p — прочность грунта на одноосное растяжение.

Предлагаемый способ определения ширины предохранительной бермы:

1) учитывает напряженно-деформируемое состояние массива горных пород под объектом и в зоне влияния горных работ, построение границ которых производится кривыми 1-го и 2-го семейства [6], учитывающих физико-механические свойства горных пород;

2) позволяет определять ширину предохранительной бермы для различных горно-геологических условий и защитить охраняемые сооружения от вредного влияния подземной разработки месторождений полезных ископаемых;

3) дает возможность повысить эффективность проводимых горных работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Временные правила охраны сооружений от вредного влияния подземных разработок на рудниках АО «Жезказганцветмет». 1997. 70 с.
2. Маркшейдерское дело / Оглоблин Д.Н., Герасименко Г.И., Акимов А.Г. и др. М.: Недра, 1981.
3. Калаев А.И. Несущая способность оснований сооружений. Л.: Ленинградское отделение. 1990. 183 с.
4. Почаевец А.П. Структурная прочность грунта и определение сжимающей толщи. Киев: Будівельник, 1971.
5. Утепов Е.С. Определение размеров зоны уплотнения грунтов под фундаментами реконструируемых зданий // КарГТУ. Тр. ун-та / 2002. №4.
6. Сәбденбекұлы Ө. Таужыныстың жылжуының физикасы. Жезқазған, 1999. 192 б.

ӘОЖ 622.271.622.68

С.С. ҚҰЛНИЯЗ

Ашық кен жұмыстарының режимін жақсарту жолдары

Қазіргі кезде, көбінесе ашық кеніштердегі қазу жұмыстар 200-300 м тереңдікте орындалуда, ал Сарбай және Қоңырат карьерлерінде пайдалы қазылымдар 500 м-ден жоғары тереңдікте қазылады.

Пайдалы қазылымдарды ашық тәсілмен қазғанда тек қана осы тәсілге тән, ерекше өзгешеліктеріне байланысты, кен жұмыстар режимі де бір қалыпты орындалмайды. Мысалы, кен шоғырды тез арада ашу үшін, көбінесе әдеттегідей қазу жұмыстар, карьер алабының

ортасынан екі жаққа, не жан-жаққа бағытталады, сондықтан карьердің контуры соңғы шегіне жеткенге дейін аршу жұмыстардың көлемі ұлғая береді. Пайдалы қазылымдарды қазу кезінде аршу жұмыстардың көлемі бірте-бірте жоғарлайды, осыған сәйкес карьердің контуры, жобалық контурға жақындай береді. Қазу жұмыстардың нәтижесінде карьердің жоғарғы деңгейжиектеріндегі кертпештер жоба бойынша жағдайға келеді. Карьердің контуры, жобалық контурмен үйлескеннен кейін, аршу жұмыстардың көлемі азая береді, қазу жұмыстар біркелкі орындалмайды, сондықтан кен жұмыстардың режимі де үнемі өзгереді. Жалпы алсақ, қазу жұмыстардың көлемі күрт жоғарлап, содан кейін азая береді.

Қазу жұмыстар бір қалыпты орындалса, қажетті жабдықтардың және кеншілердің саны да тұрақтанады, ал кен жұмыстардың режимі қалыптасып, біркелкі орындалу үшін, қазу жұмыстар біркелкі орындалуы қажетті.

Кен жұмыстарының режимін келесі тәсілдер арқылы тұрақтандыруға болады:

1. Карьердің тереңдігі бойынша әрбір аймақтарында жұмыс беткейлерінің еңкею бұрыштарын ұлғайтып.
2. Кен жұмыстарының бағытын өзгертіп.
3. Кертпештердің биіктігін ұлғайтып.
4. Кен орнын кезеңдермен қазып.
5. Кен орнын құлама қабаттармен қазып және т.б.

Ұсынылған тәсілдердің арасында ең қолайлы және басқа тәсілдермен үйлестіруге жеңіл, карьердің жұмыс беткейлерінің еңкею бұрыштарын ұлғайту, сондықтан бұл тәсіл елеулі табыстар әкеледі. Карьердің жұмыс беткейлерінің еңкею бұрышын ұлғайту нәтижесінде, ағымдағы аршу коэффициент белгілі уақыт мерзімінде төмендейді, және оның тұрақтануына кен орнын кезеңдермен қазу ықпалды әсерін тигізеді. Карьердің әрбір қазу кезеңінде жоспарланған көлем қазылады, оның қазу мерзімі 8-12 жыл. Кен орнын кезеңдермен қазғанда, қазу жұмыстардың қарқыны және көлемі біркелкі орындалады. Бұл жағдайда ағымдағы аршу коэффициенттің мөлшері, орташа пайдалану аршу коэффициенттің мөлшеріне тең болады.

Кен жұмыстарының режиміне елеулі әсер етеді ашық кеніштің жұмыс беткейлерінің еңкею бұрыштарының мөлшері, яғни бұрыштың шамасы жоғарлаған сайын, кен жұмыстардың тиімділігі жоғарлайды.

Ашық кеніштің жұмыс беткейлерінің еңкею бұрыштары ұлғайтылады:

1. Қазу жүйенің параметрлерін өзгертіп.
2. Карьердің уақытша жұмыссыз беткейін жасақтап.
3. Көлденең енбелер пайдаланып.
4. Кен орнын панельдермен қазып.
5. Кен жұмыстарының бағытын өзгертіп және т.б.

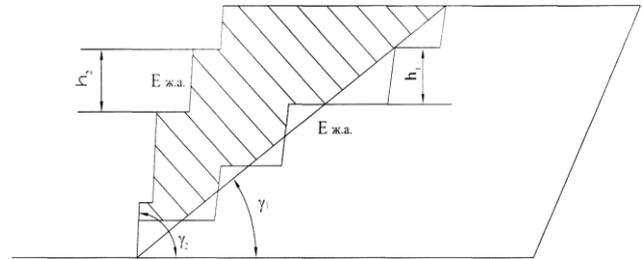
Ашық кеніштің жұмыс беткейлерінің еңкею бұрышының мөлшері ұлғаяды, егер кертпештердің биіктігін ұлғайтсақ, не жұмыс алаңдар еңсіз болса.

Карьердің жұмыс беткейлерінің еңкею бұрыштары уақытша жұмыссыз беткейлерді қалдыру арқылы ұлғайтылады.

Жұмыс алаңдарының ендері ықпалды әсер етеді карьердің тереңдетілу жылдамдығына, ал бұл жылдамдық экскаватордың алу-тиеу жұмыстары орындалатын панелдің ұзындығына байланысты. Егер жұмыс

алаңы енді болып, және тау жыныстар көпқатарлы қысқакідіртпелі жарылыс арқылы алуға дайындалса, үйілімінің ені және биіктігін оңтайлы мөлшерге келтіруге болады. Үйілімінің ені және биіктігі маңызды әсер етеді қазу процестердің тиімділігіне.

Жұмыс алаңының ені аз мөлшерде, яғни еңсіз болса, карьердің жұмыс беткейінің еңкею бұрышы ұлғая нәтижесінде аршу жұмыстардың көлемі азаяды.



1 — сурет. Ашық кеніштің жұмыс беткейі: h_1 — кертпештің әдеттегі биіктігі, h_2 — кертпештің ұлғайтылған биіктігі, $E_{ж.а.}$ — әдеттегі жұмыс алаңының ені, $E_{е.ж.а.}$ — еңсіз жұмыс алаңы, γ_1 — әдеттегі жұмыс алаңына сәйкес, карьердің жұмыс беткейінің бұрышы, γ_2 — еңсіз жұмыс алаңына сәйкес, карьердің жұмыс беткейінің бұрышы

1 — суреттегі карьердің жұмыс беткейінің еңкею бұрышының мөлшерін келесі формула арқылы анықтауға болады

$$tg \gamma_2 = \frac{\sum h_2}{\sum E_{е.ж.а.}}$$

мұндағы γ_2 — еңсіз жұмыс алаңына сәйкес, карьердің жұмыс беткейінің бұрышы;
 h_2 — кертпештің биіктігі;
 $E_{е.ж.а.}$ — еңсіз жұмыс алаңы.

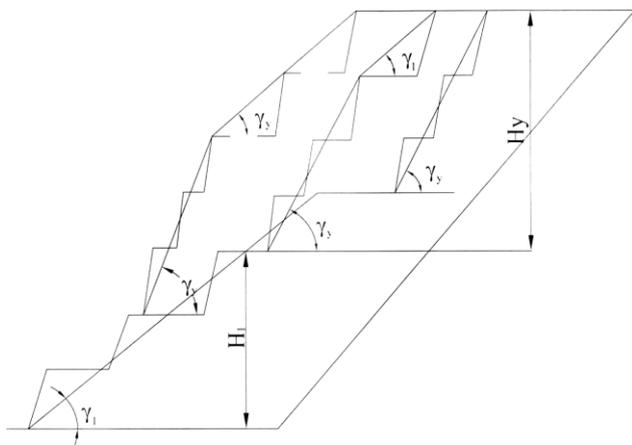
Карьердегі кен жұмыстарының режимін жақсарту жолдарының бірі — уақытша беткейлерді қалдыру. Уақытша жұмыссыз беткейлерде қалдырылған көлем, карьер тереңдегеннен кейін қазылады. Уақытша жұмыссыз беткейдегі бос тау жыныстарының көлемі қолайлы әсер етеді жалпы кен жұмыстардың режиміне.

2-суретте уақытша жұмыссыз беткейдің қазып алу сұлбасы көрсетілген.

Бұл беткейдің еңкею бұрышы келесі формула арқылы анықталады:

$$tg \gamma_i = \frac{tg \gamma_1 H_1 + tg \gamma_0 H_0}{H_1 + H_0}$$

мұндағы γ_n — уақытша жұмыссыз беткейінің нәтижелі еңкею бұрышы;
 γ_y — уақытша жұмыссыз беткейдің еңкею бұрышы;
 γ_1 — әдеттегі жұмыс беткейдің еңкею бұрышы;
 H_1 — әдеттегі жұмыс беткейдің биіктігі;
 H_y — уақытша жұмыссыз беткейдің биіктігі.



2 — сурет. Уақытша жұмыссыз беткейдің сұлбасы.

γ_1 — әдеттегі жұмыс беткейдің еңкею бұрышы,

γ_2 — уақытша жұмыссыз беткейдің бұрышы,

H_1 — әдеттегі жұмыс беткейдің биіктігі,

H_2 — жұмыссыз беткейдің биіктігі

Ірі және терең карьерлердегі кен жұмыстарының режимі, қазу мерзімінде бір қалыпты орындалуы мүмкін еместігі, карьерлердің тәжірибесімен және зерттеулер арқылы дәлелденді, сондықтан бұл карьерлердің қазу тиімділігін жақсарту үшін, аршынды жыныстардың бір бөлігін келесі кезеңдерге қалдырып, содан кейін алуға қажеттілігі туады.

Ашық кен жұмыстарының тиімділігін кен орнын кезеңдермен қазу арқылы жоғарлатуға болады. Кен орнындарын кезеңдермен қазу, әр түрлі технологиялық сұлбалармен жүзеге асырылады. Мысалы, кен орны ортасынан қапталдарына бағытталып қазымдалса, онда әрбір қазу кезеңіне жалғасып қазымдалатын көлемнің жеке контуры сәйкес келеді. Кен орны келесі технологиялық сұлба бойынша, карьер беткейінің жоспарланған нүктесінен, алғашқы қазу кезеңінің контурымен келесі қазу кезеңі, бір-бірімен жалғасады. Соңғы айтылған технологиялық сұлба бойынша, Қоңырат ашық кенішінде, келесі қазу кезеңінің жұмыстары жалғасты.

Пайдалы қазылымдарының кен орнындарын кезеңдермен қазғанда көбінесе, карьердің бірнеше аралық контурлары жоспарланады. Әрбір қазу кезеңге аралық контур сәйкес келеді. Аралық контурларға бөліп кезеңдермен қазу, кен жұмыстарының тиімділігін елеулі мөлшерге жоғарлатады. Аршынды жыныстардың көлемін келешек мерзімде алуға қалдыру, аршу жұмыстарын бір қалыпты орындауға мүмкіндік туғызады, соның нәтижесінде кен жұмыстар режимі де тұрақталады.

Кен орнын кезеңдермен қазғанда, кен шоғырдың құлау бойынша ұзындығына байланысты, бірнеше аралық контурлар пайда болады. Бірінші мезгілде, қазу жұмыстар бірінші және екінші аралық контурларда, екінші мезгілде-екінші және үшінші аралық контурларда, ал үшінші мезгілде-үшінші және соңғы аралық контурларда қазу жұмыстар орындалады.

Кен орны әдеттегідей қазымдалса, алғашқы мезгілдегі аршу жұмыстардың көлемі 25-30%-ға дейін жоғарлайды, егер кезеңдермен қазып алуын салыстырсақ, ал соңғы мезгілде аршу жұмыстардың көлемі азаяды.

Кен орнын кезеңдерге бөліп қазып алу, кен жұмыстардың жалпы қазу мерзімі бойынша, біркелкі орындалуына келтіреді және материалдар мен жабдықтардың қажеттілігі тұрақтанады.

Аршу жұмыстардың бір қалыпты орындалуының технологиялық және экономикалық артықшылықтары даусыз, бірақ әдеттегідей қазу жұмыстарын орындау арқылы, кен жұмыстар режимін біркелкі жүзеге асыруға мүмкіндік төмендейді.

Қоңырат және Николаевский карьерлерінің тәжірибесі, кезеңдермен қазудың және уақытша жұмыссыз беткейлерін қалдырудың тиімділігін дәлелдейді. Айтылған ашық кеніштерде жоспарланған аршынды жыныстардың көлемі келесі кезеңдерге алуға қалдырып, кен жұмыстарының режимін жақсартуға мүмкіндік туғызады.

Ашық кеніштің беткейлерінің жанындағы кен қорын кезеңдермен қазу, аршу жұмыстарды реттеуге мүмкіндік туғызады және жалпы карьердің қазу жұмыстарын тұрақтандырады.

Әрбір қазу кезеңге, уақытша жұмыссыз беткейлердің белгілі қазу көлемдері сәйкес келеді.

Ашық кеніштің уақытша жұмыссыз беткейлері, карьер периметрінің үлкенірек бөлігінде орналасады (Николаевский, Қоңырат карьерлері), не көлденең беткейлерінде орналасады (Сарыбай, Гороблагодат карьерлері).

Кезеңдермен қазылатын карьерлерде уақытша жұмыссыз беткейлер көбінесе орналасады:

1. Кен шоғырдың ұзындығында.

2. Кен шоғырдың қапталдарында.

3. Карьердің барлық периметрі бойынша — егер карьер алабының пішіні дөңгелек тәрізді болса.

Уақытша жұмыссыз беткейлердің ені 50м-ден, 150м-ге дейін, ал биіктігі 200м-ге дейін болады. Қазу жұмыстардың қайта бастау сұлбаларының түріне байланысты тереңдетілу жұмыстарының жылдамдығы 10м/жыл-60м/жылға дейін болады.

Карьердің уақытша жұмыссыз беткейіндегі қазу жұмыстары-бойлық, көлденең не диагональді енбелермен қазымдалады. Уақытша жұмыссыз беткейлеріндегі қайта бастау жұмыстардың сұлбасына әсер етеді олардың ұзындығы, биіктігі және бермалардың ені.

Ірі карьерлердің тәжірибесіне сүйенсек, кен жұмыстардың режимі жақсартылады кертпештердің биіктігін жоғарлату және жұмыс алаңдарының енін азайту арқылы. Бұл тәсілдің тиімділігі әлдеқайда жақсарады егер карьер алабында уақытша жұмыссыз беткейлер жасақталып, карьер тереңдегеннен соң, уақытша беткейлерде қазу жұмыстар кезеңдермен орындалса.

ПАЙДАЛАНҒАН ӘДЕБИЕТТЕР

1. Ржевский В.В. Открытые горные работы. М.: Недра, 1985. 548 с.
2. Букейханов Д.Г. Определение границ карьеров по этапам при комплексном использовании недр / КИМС. Алматы, 1992. №3.
3. Юматов Б.П., Бунин Ж.В. Строительство и реконструкция рудных карьеров. М.: Недра, 1970. 285с.

УДК 622.273

Д.К. БЕГАХМЕТОВ
А.М. АУЕЗОВА**Применение неэлектрических средств
инициирования взрывания на рудниках**

Широкие возможности в управлении взрывом больших комплектов зарядов ВВ (взрывчатых веществ) способны обеспечить более безопасные, при использовании, неэлектрические средства инициирования зарядов ВВ.

Система средств инициирования неэлектрического взрывания (СИНВ) — это не подвергающиеся влиянию блуждающих токов, статического электричества, воздействию ударов, влаги и ставшие доступными для рудников Жезказгана средства инициирования.

Система СИНВ допущена к применению в 1998г. И с этого времени прошла успешные испытания на горнорудных и угольных предприятиях [1]. Применение неэлектрических систем инициирования на горнодобывающих предприятиях расширяется за счет постепенного вытеснения традиционных систем взрывания с использованием детонирующего шнура и пиротехнического реле, а также опасного огневого взрывания [2]. Однако ни по техническим, ни по экономическим параметрам неэлектрические системы инициирования с волноводом не превосходят электрические, и они не смогут в обозримом будущем окончательно вытеснить последние. Скорее всего, каждая из систем займет свою нишу. Потребителю придется выбирать наиболее подходящую СИНВ [3]. В настоящее время на жезказганских рудниках система СИНВ нашла широкое применение.

Для внедрения системы СИНВ необходимо:

- составление технических предложений по параметрам взрывных работ с применением СИНВ;
- их согласование и корректировка;
- изготовление опытной партии;
- обучение взрывного персонала правилам работы с СИНВ;
- проведение опытных взрывов с использованием СИНВ.

Переход на систему СИНВ позволит:

- исключить случаи «затяжек» кровли камер,
- снизить сейсмический эффект при взрывах,
- повысить устойчивость вмещающих пород.

С появлением системы СИНВ на рудниках, практически во всех случаях использования, при подготовке и проведении взрывов, были отмечены сокращение времени на изготовление и установку боевиков и монтаж взрывной сети, простота технологии заряжания, безопасность и надежность устройств, безотказность ведения взрывных работ, а также значительное улучшение дробления горной массы в сравнении с применением штатных средств инициирования при тех же параметрах.

Вместе с тем, изменения в паспортах буровзрывных работ коснулись лишь непосредственного монтажа взрывной сети, без изменения параметров, в которые, по нашему мнению, требуется внести свои коррективы (рис. 1).

При обычной электрической схеме инициирования зарядов параметры монтажа взрывной сети проходческого забоя представлены в табл. 1.

Приводим график зависимости гранулометрического состава отбитой руды от расстояния между шпурами a (рис. 2).

В настоящее время необходимо решить задачу — достигнуть при взрыве минимального сейсмического эффекта при требуемом качестве отбойки [8].

Рассмотрим, к примеру, параметры паспорта БВР проходческого забоя $22,8 \text{ м}^3$ (табл. 2) [4].

Как известно, выход горной массы со шпура — v определяется по формуле [5]:

$$v = V_{om6} / \Sigma L,$$

где V_{om6} — объем отбойки в забое, м^3 ;

ΣL — общая длина шпуров, м.

В нашем случае общая длина шпуров — ΣL отсюда и определяется. Тогда формула примет вид:

$$\Sigma L = V_{om6} / v$$

или

$$\Sigma L = 65,66 / 0,57 = 115 \text{ м.}$$

Количество шпуров N_{un} находим из выражения:

$$\Sigma L = L_{un} N_{un},$$

где L_{un} — глубина одного шпура, м. То есть

$$N_{un} = \Sigma L / L_{un};$$

$$N_{un} = 115 / 3,2 = 35,9375 \approx 36 \text{ шт.}$$

Площадь забоя на шпуровой заряд s_{un} [6]:

$$s_{un} = S / N_{un},$$

где S — общая площадь забоя $S = 22,8 \text{ м}^3$.

$$s_{un} = 22,8 / 36 = 0,63 \text{ м}^3.$$

Величина заряда на шпур q_{un} [5]:

$$q_{un} = \pi d_{un}^2 \Delta K_3 / 4,$$

где d_{un} — диаметр шпура, м;

Δ — плотность заряжания, $\text{кг} / \text{м}^3$;

K_3 — коэффициент заполнения, $K_3 = 0,6-0,72$

(согласно Единым правилам безопасности при взрывных работах) [7].

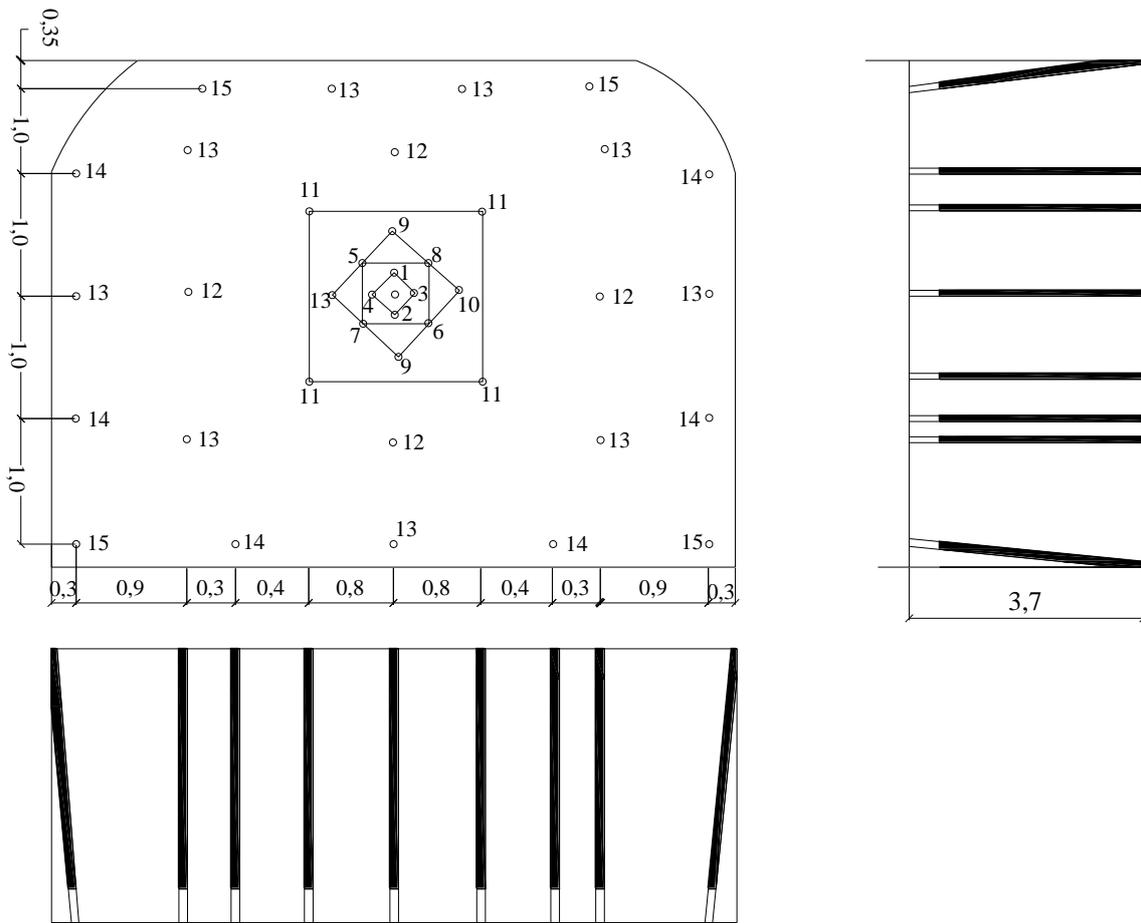


Рис. 1. Обычная схема инициирования зарядов

Таблица 1

МОНТАЖ ОБЫЧНОЙ ВЗРЫВНОЙ СЕТИ ПРОХОДЧЕСКОГО ЗАБОЯ

Группа зарядов	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15
№ серии замедления	1	5	8	11	13	15	17	18	19	20	21	22	23	24	25
Время замедления, мс	20	100	175	300	400	500	700	800	900	1000	2000	3000	4000	5000	6000
Кол-во СИНВ-Ш, шт.	1	1	1	1	1	1	1	1	2	2	4	4	9	6	4

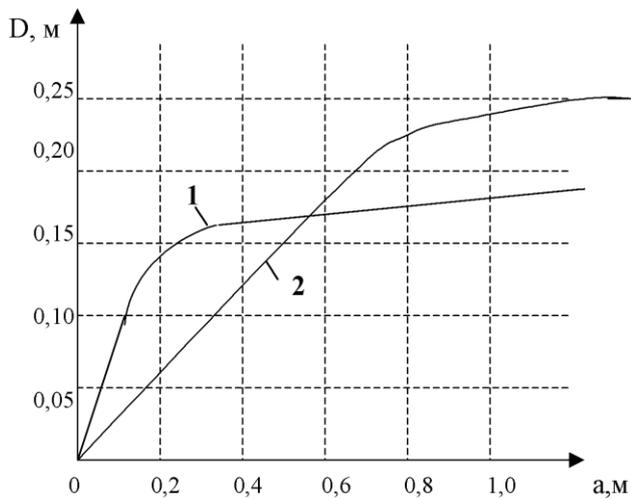


Рис. 2. График зависимости гранулометрического состава D от расстояния между шпурами a

(1 — с применением системы СИНВ;
2 — с применением электрических детонаторов).

Таблица 2

ПАРАМЕТРЫ ПАСПОРТА БВР

Параметр	Обозначение	Величина	Ед. изм.
Площадь забоя	S	22,8	м^3
Длина буровой штанги	$L_{ум}$	3,7	м
Диаметр коронки	d	45	мм
Средняя глубина шпура	$L_{ум}$	3,2	м
Плановый КИШ	η	0,9	
Плановая глубина стаканов	$L_{см}$	0,32	м

Уход забоя за цикл	L_y	2,88	м
Объем отбойки	$V_{отб}$	65,66	м ³
Общая длина шпуров	ΣL	124,8	м

$$q_{ум} = 3,14 \cdot 0,045^2 \cdot 1000 \cdot 0,85 / 4 = 1,4 \text{ кг/м}^3.$$

Удельный расход ВВ q [6], [5]:

$$q = q_0 k_1 k_4 k_5 k_6,$$

где q_0 — теоретический эталонный расход ВВ на отбойку, кг/м³;
 k_1 — коэффициент относительной работоспособности ВВ 0,89;
 k_4 — коэффициент, учитывающий расположение шпуров 1,41;
 k_5 — коэффициент, учитывающий способ заряжения 0,9;
 $k_6 = (d/0,042)^n$;
 $n = 1-0,5$ (большие значения — в монолитных породах, меньшие — в трещиноватых).

$$q = 1,4 \cdot 0,89 \cdot 1,41 \cdot 0,9 \cdot 1,04 = 1,64 \text{ кг/м}^3.$$

Вместимость 1 м шпура:

$$p = \pi d_{ум}^2 \Delta / 4;$$

$$p = 3,14 \cdot 0,045^2 \cdot 1000 / 4 = 1,6 \text{ кг/м}^3.$$

Линию наименьшего сопротивления W можно найти по формуле [7]:

$$W = [p / (qm)]^{1/2}, \quad (1)$$

где m — коэффициент сближения зарядов,

принимается по справочным данным, $m = 1-1,5$.
 При подстановке значений в выражение (1) получим

$$W = (1,6 / (1,64 \cdot 1))^{1/2} = 1,0 \text{ м.}$$

Общеизвестно, что в упрощенном виде расстояние между шпурами в ряду a определяется так:

$$a = m W,$$

то есть

$$a = 1 \cdot 1,0 = 1,0 \text{ м.}$$

При длине шпуров 3,2 м — выход горной массы со шпура составляет 4,4 т/шп, что в свою очередь, согласно полученным данным, уменьшает расход ВВ с 1,77 до 1,64 кг/м³, увеличивает линию наименьшего сопротивления с 0,95 м до 1,0 м и, соответственно, расстояние между шпурами — a .

Учитывая вышеизложенное, предлагаем новый паспорт БВР с оптимальными данными (рис. 3).

При этом выход горной массы v с 1 м шпура фактически возрастает, как показали экспериментальные наблюдения, с 0,5 м³ до 0,57 м³. Количество и расположение шпуров претерпят изменения, как и технико-экономические показатели, определяемые расчетом. Увеличить сейсмическую безопасность взрывов в несколько раз позволит увеличение интервалов замедлений между соседними группами зарядов [7], так как замедлители во всех системах СИНВ имеют отклонения от номиналов [8]. Исходя из этого, предлагаем монтаж взрывной сети производить по следующим параметрам, представленным ниже (табл. 3).

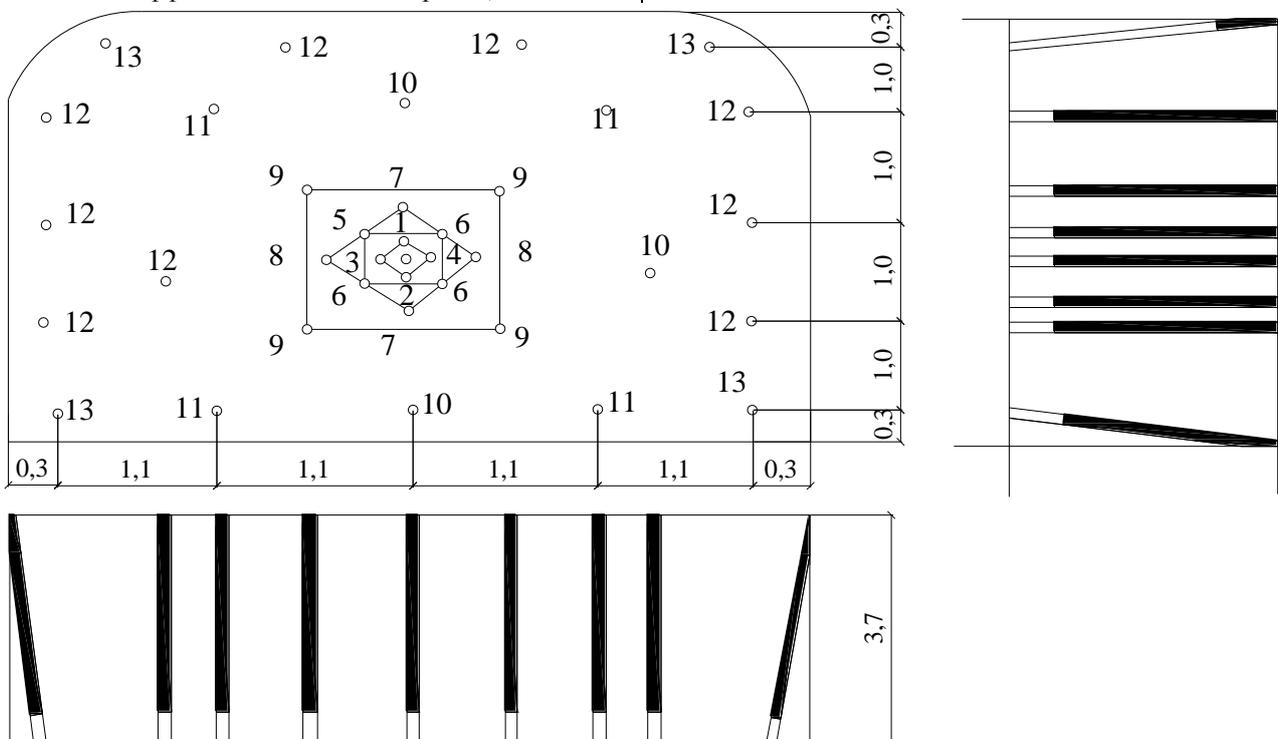


Рис. 3. Схема инициирования зарядов системы СИНВ

Таблица 3

МОНТАЖ ВЗРЫВНОЙ СЕТИ ПРОХОДЧЕСКОГО ЗАБОЯ ПРИ СИНВ ПО ПРЕДЛАГАЕМОЙ СХЕМЕ РАСПОЛОЖЕНИЯ ШПУРОВ

Группа зарядов	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13
№ серии зарядов	1	5	9	10	13	15	17	20	21	22	23	24	25
Время замедления, мс	20	100	200	250	400	500	700	1000	2000	3000	4000	5000	6000
Кол-во СИНВ, шт	1	1	1	1	2	2	2	2	4	4	4	8	4

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Субботин А.И., Перепелицын А.И., Гаврилов Н.И., Колесникова С.В. Состояние и основные проблемы взрывного дела в Российской Федерации // Горн. журн. 2004. №3.
2. Граевский М.М., Кутузов Б.Н. Техничко-экономическое сопоставление электрических и неэлектрических систем инициирования зарядов ВВ // Там же. 2000. №5.
3. Лихачев С.А., Турегельдиев В.Д. Опыт применения системы взрывания СИНВ на разрезе «Черниговский» // Там же. 2001. №12.
4. Паспорт БВР для проходки штрека 22,8 м³. Жезказган, 2004.
5. Баранов А.Д. Расчет параметров технологических процессов подземной добычи руд. М.: Недра, 1985.
6. Проектирование взрывных работ/Б.Н.Кутузов, Ю.К.Валухин, С.А.Давыдов и др. М.: Недра, 1974.
7. Мосинец В.Н., Пашков А.Д., Латышев В.А. Разрушение горных пород. М.: Недра, 1975.
8. Кутузов Б.Н., Совмен В.К., Эквист Б.В. Обеспечение сейсмобезопасности взрывов при неэлектрическом инициировании зарядов // Горн. журн. 2004. №2.

УДК 622.411.33:533.17

А.С. САГИНОВ
К.Д. ЛИ**О промышленной добыче угольного метана
в Республике Казахстан**

Казахстан обладает значительными ресурсами угольного метана, который представляет собой наиболее доступный, дешевый и экологически чистый из известных в мире нетрадиционных горючих газов. По разным источникам, ресурсы метана угольных месторождений оцениваются в 2-4 трлн. м³, при этом основная их часть находится в Карагандинском и Экибастузском угольных бассейнах. Так, в Карагандинском бассейне на глубине до 1800 метров содержится порядка 1,0-1,5 трлн. м³ метана. Здесь при подземной разработке угольных пластов ежегодно извлекают средствами дегазации и вентиляции порядка 350 млн. м³ газа. Используется при этом около 15 % от общей эмиссии метана в качестве топлива шахтных котельных. Остальной газ выбрасывается в атмосферу, способствуя парниковому эффекту.

Использование метана угольных месторождений позволит существенно улучшить социально-экономическую обстановку в ряде регионов Казахстана. Так, в республике имеется определенная диспропорция топливной инфраструктуры: практически все источники углеводородного сырья сосредоточены в Западной и Юго-Западной части страны, а большинство крупных промышленных предприятий — в Центральной и Восточной, что требует значительных затрат на транспортировку топлива в эти регионы. Реализация потенциала угольного метана позволила бы решить не только энергетические проблемы Центрального и Восточного Казахстана, но и оказала бы принципиальное влияние на дальнейшее развитие социальной сферы и решение экологических проблем столицы — г. Астаны.

Целесообразность и экономическая эффективность заблаговременного извлечения метана из угольных пластов обоснована впервые учеными СССР. Большой вклад в решение проблемы заблаговременной дегазационной подготовки шахтных полей и добычи метана через пробуренные с поверхности скважины внесли и вносят ученые Московского горного института (ныне МГГУ): Н.В. Ножкин, С.А. Ярунин, Ю.Ф. Васючков, Л.А. Пучков, С.В. Сластунов и другие. Практическая же реализация этих идей и промышленная добыча метана с 80-х годов развернулась в США, достигнув 35-40 млрд. м³/год, а сейчас ведется в Австралии, Китае, Польше и других странах.

Угольный метан можно рассматривать с двух позиций: как самостоятельное полезное ископаемое, извлечение которого из недр осуществляется независимо от добычи угля при условии его рентабельности, и как попутное полезное ископаемое при добыче угля, извлекаемое из недр с целью обеспечения безопасных условий труда по газовому фактору.

В Казахстане и России угольный метан извлекается, в основном, как попутный газ при добыче угля. В России принята программа организации промышленной добычи метана в Кузбассе с объемом 17-20 млрд. м³ газа в год, которого бы хватило не только для Кузбасса, но и для регионов Сибири и Дальнего Востока.

В Казахстане в течение ближайших двух лет намечается реализовать пилотный проект по добыче угольного метана на Талдыкудукском участке Карагандинского угольного бассейна.

Угленосность Талдыкудукского участка приурочена к отложениям карагандинской свиты и является самой высокой в бассейне. В разрезе свиты находится 25 угольных пластов, из них 14 относятся к средним и мощным. Коэффициент общей угленосности составляет 9,5 %.

Ресурсы метана в угольных пластах по оценке АО «Азимут энерджи-сервисез» составляют 28 млрд. м³, в песчаниках — 41,7 млрд. м³ метана.

Институтом ИПКОН выполнено предварительное технико-экономическое обоснование целесообразности добычи метана из угольных пластов Талдыкудукского участка Карагандинского бассейна.

Метаноносность углей обусловлена влиянием многих факторов, в том числе метаморфизмом и вещественным составом угля, тектоникой месторождения, гидрогеологическими условиями и др. Нарастание метаноносности в первые 100-150 метров от зоны газового выветривания происходит весьма интенсивно, а затем замедляется и на глубинах свыше 600 м почти прекращается. На глубинах свыше 1000 метров Карагандинской синклинали газоносность угольных пластов обычно не превышает 25 м³/т сухой беззольной массы [1].

В соответствии с современными представлениями метан в угленосной толще угольных месторождений содержится в следующих основных формах: в виде свободного газа, заполняющего поры и пустоты в угле; в сорбированном состоянии; в состоянии физико-химической связи с органической массой угля и в растворенной форме в подземных водах. В пластах и пропластках угля и углистых пород связанный метан составляет до 80-95 % от общего объема. В толщах, бедных органикой, газ может находиться в свободном состоянии в порах, трещинах или в растворах, в особых термобарических условиях — в кристаллогидратной форме. Максимальное количество газа, до 50 м³/т, содержится в угольных пластах; минимальное, 1-4 м³/т, во вмещающих породах [2], что определяет неравномерность газоносности угленосной толщи как в разрезе, так и в плане.

В угольных пластах основное количество газа находится в связанном состоянии: преимущественно в виде раствора в твердом веществе (абсорбция), в сгущенном виде на поверхности пор (адсорбция) и конденсированном в надмолекулярных порах.

Объем макропор размером в сотни и тысячи ангстрем заполняется адсорбированным газом и газом в свободном состоянии, подчиняющимся законам газовых сред.

В этой связи представляют интерес исследования ИПКОН РАН природной системы «уголь — метан — природная влага — минеральные включения» новейшими методами (сканирующей и трансмиссионной электронной микроскопии, широко- и узкозахватной рентгеноструктурографии и др.).

Этими исследованиями [3] выявлено распределение метана в угле по формам существования, представленное в таблице.

РАСПРЕДЕЛЕНИЕ МЕТАНА ПО ФОРМАМ СУЩЕСТВОВАНИЯ В УГЛЯХ СРЕДНЕЙ СТАДИИ МЕТАМОРФИЗМА НА ГЛУБИНЕ СЫШЕ 800 м (ПО ДАННЫМ ИПКОН РАН)

Локализация метана в угле	Форма существования метана	Количество метана, %
Внутри макропор, микротрещин, других дефектов сплошности угля в природных условиях	Свободный	2-12
На угольных поверхностях природных пор и дефектов сплошности, межблочных промежутках (включая объемное заполнение переходных пор и макроскопических дефектов)	Адсорбированный	8-16
В межмолекулярном пространстве угольного вещества	Твердый углеметановый раствор	70-85
В дефектах ароматических слоев кристаллитов	Химически сорбированный метан	1-2
Внутри клатратоподобных структур	Твердый раствор внедрения	1-3

Из факта существования в пласте метанугольного твердого раствора, в котором может содержаться до 80% газа, следует, что равновесная система состоит только из одной фазы. Только с помощью внешнего энергетического воздействия возможно обеспечить условия дестабилизации равновесия системы и активизацию процессов выделения метана.

Поэтому для интенсивного извлечения метана из неразгруженных от горного давления угольных пластов через скважины с поверхности необходима стимуляция газоотдачи углегазового массива.

Эффективным способом стимуляции является закачка в угольные пласты под высоким давлением различных рабочих агентов, в частности — воды с различными добавками.

Извлечение газа ведется из вскрытых газодобывающими скважинами угольных пластов. Для этого скважина бурится под рабочую колонну 150 мм и обсаживается рабочей колонной (трубами высокого давления), а затрубное пространство тампонируется цементным раствором.

Анализ геологических материалов показывает, что на Талдыкудукском участке Карагандинского бассейна одна скважина глубиной до 1000 м в среднем пересекает 8 рабочих пластов с мощностью, позволяющей произвести стимуляцию газоотдачи. Эти пласты поочередно вскрываются абразивной пескоструйной гидроперфорацией, и в них через образованные перфорационные отверстия

производится закачка воды с различными добавками с темпом 150 л/с. Рабочее давление определяется приемистостью пласта и, в зависимости от глубины залегания обрабатываемого пласта, ожидается на уровне 15,0-25,0 МПа. После обработки скважина выдерживается под давлением, которое медленно стравливается с темпом, исключая самопроизвольный вынос из скважины угольной мелочи, который может привести в засыбыванию скважины и потребовать дополнительных операций по ее промывке. Затем, в той же последовательности производится обработка следующего продуктивного пласта.

В процессе закачки рабочей жидкости в угольном пласте формируется техногенный коллектор с развитой системой трещин, сообщающихся со скважиной. Кроме того, развиваемое в процессе закачки высокое давление оказывает влияние на структуру обрабатываемого угля в радиусе до 120-150 м от скважины. Однако на первоначальном этапе вода заполняет созданную трещинную структуру и препятствует активному выделению метана из угольного массива. Поэтому после завершения обработки всех продуктивных пластов скважина оснащается станком-качалкой с погружным штанговым насосом, с помощью которого из нее извлекается избыточная вода, заполняющая созданную сеть трещин техногенного коллектора. Из опыта работ по извлечению угольного метана через скважины с поверхности из обработанной зоны необходимо откачать до 25% закачанного объема воды, а активное поступление этой воды в прискважинную зону не превышает срок в два года. После этого станок-качалка демонтируется, а скважина продолжает отдавать газ в режиме самоистечения.

Площадка газодобывающего комплекса имеет вид прямоугольника со сторонами 7,0 x 4,5 км.

Газодобывающий комплекс включает 216 скважин, которые расположены в 9 рядов. Расстояние между рядами скважин — 500 м, протяженность одной линии из 24 скважин — 7000 м.

Основное оборудование газодобывающего комплекса сосредоточено в центре добычного участка. Такое расположение позволяет до минимума сократить протяженность одновременно обслуживаемых коммуникаций, а также диаметры участков газо- и водопроводов.

Для своевременного ввода газодобывающих скважин в эксплуатацию (согласно графику ввода) проектом предусматривается их бурение буровым станком NGERSOLL RAND RD 20 (США), намечается бурение 216 скважин глубиной 1000 м и диаметром рабочей колонны 150 мм. Через каждую скважину намечено провести работы по стимуляции газоотдачи 8 угольных пластов, средняя мощность которых составляет 4,32 м.

Весь период работы газодобывающего комплекса условно разбит на три периода: I период — выход на проектную мощность в течение 4 лет, когда добывается 808 млн.м³ метана; II период — поддержание в течение 19 лет проектной производительности комплекса на уровне 550 млн.м³ газа в год (за этот период будет извлечено 10450 млн.м³ метана); III период — снижение мощности газодобывающего комплекса вследствие истощения запасов газа (за пять лет свыше 1 млрд.м³ метана).

На основании предварительной оценки установлено, что объем капиталовложений в проект составит 192 млн. долл. США. За счет реализации метана по цене 70 долл. за 1000 м³ планируется получение чистой прибыли в 470 млн. долл.

Проведенные исследования показывают целесообразность и эффективность работ по промышленной добыче метана из угольных пластов Талдыкудукского участка Карагандинского бассейна.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Газоносность угольных месторождений СССР / Под ред. А.И. Кравцова. М.: Недра, 1979-1980. Т. 1-3. С. 1299.
2. Голицын М.В. Газоугольные бассейны России и мира / М.В. Голицын и др. М.: МГУ, 2002. С. 250.
3. Малышев Ю.М. Фундаментальные и прикладные методы решения проблемы метана угольных пластов / Ю.М. Малышев, К.Н. Трубецкой, А.Т. Айруни. М.: Изд-во Акад. горных наук, 2000. С. 519.

УДК 622.232

Т.С. ФИЛИПОВА

Аппроксимация распределения сопротивляемости угольных и калийных пластов, неоднородных по своему строению

Угольные пласты имеют сложное строение, которое обусловлено наличием различных минеральных примесей в виде породных прослоек и различных минеральных включений.

В качестве примера на рис. 1 показан геологический разрез угольного пласта k_{13} Карагандинского угольного бассейна, из которого видно, что вынимаемая мощность пласта 2,6 м состоит из трех прослоек угля, прослойки аргиллита и прослойки песчаника мощностью 0,30 м.

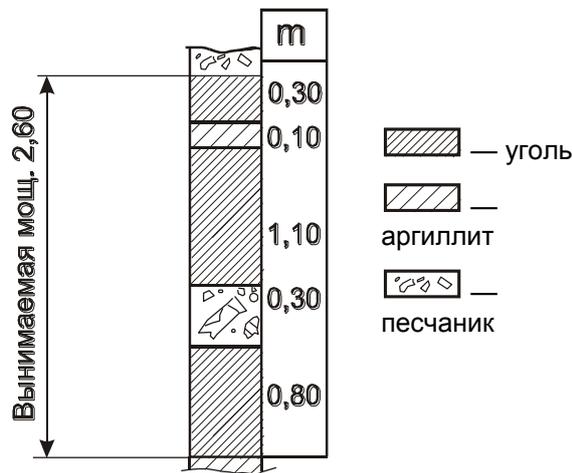


Рис. 1. Геологический разрез угольного пласта k_{13}

По данным, приведенным в [1], для пластов Карагандинского угольного бассейна, сопротивление резанию аргиллита изменяется в пределах 250-400 Н/мм, сопротивляемость резанию песчаника — от 600 Н/мм до 1000 Н/мм, и сопротивляемость угля резанию — от 150 Н/мм до 200 Н/мм. Из этого следует, что экспериментальные данные по измерению сопротивляемости этих компонентов нельзя рассматривать как элементы, являющиеся реализациями одной и той же случайной величины с одним и тем же законом распределения. Следовательно, результаты измерений сопротивляемости резанию следует разделить на однородные совокупности.

Пусть угольный пласт состоит из m прослоек, причем

$$m = m_{\text{уг}} + m_{\text{п}},$$

где $m_{\text{уг}}$ — число угольных прослоек;

$m_{\text{п}}$ — число породных прослоек.

Причем будем полагать, что угольные прослойки образованы углями различных марок, а породные прослойки — различными породами. Пусть, далее, число измерений сопротивляемости резанию i -го прослойка равно n_i , тогда объем выборки пласта в целом будет равен $N = \sum_{i=1}^m n_i$.

Предположим, что все значения измерений сопротивляемости объединены в единую выборку, тогда значение сопротивляемости A_k взятое из выборки, с вероятностью p_k будет принадлежать k -му прослойку, причем $\sum_k p_k = 1$. Вероятность p_k , очевидно, можно представить в виде

$$p_k = \frac{mesk}{mes\bar{i}\bar{e}},$$

где $mesk$ — мера, относящаяся к k -му прослойку;

$mes\bar{i}\bar{e}$ — мера, относящаяся к пласту в целом.

Примем в качестве $mesk$ — мощность k -го прослойка, а в качестве $mes\bar{i}\bar{e}$ — мощность пласта, тогда

$$p_k = \frac{m_k}{\sum_k m_k}. \quad (1)$$

С учетом (1) плотность распределения сопротивляемости резанию угольного пласта будет иметь вид

$$\varphi_A(x) = \sum_{k=1}^m p_k \varphi_{A_k}(x), \quad (2)$$

где $\varphi_{A_k}(x)$ — плотность распределения сопротивляемости k -го прослойка.

Для выделения однородных совокупностей значений сопротивляемости воспользуемся непараметрическим критерием однородности двух выборок [2]. На основании этого критерия решается вопрос о принятии основной гипотезы H_0

$$H_0 : F_i(A) = F_j(A)$$

или ее отклонении и принятии альтернативной гипотезы H_1

$$H_1 : F_i(A) < F_j(A)$$

по меньшей мере для одного из прослоек.

Гипотеза H_0 принимается, если $J_1 < j_1(\alpha, m, m)$, и отклоняется, если $J_1 \geq j_1(\alpha, m, m)$, где величина J_1 рассчитывается по формуле

$$J_1 = \frac{N}{d} \max \{S_1, \dots, S_N\},$$

где d — общий наибольший определитель значений сопротивляемости резанию прослоек.

Переменные $S_i, i = 1, 2, \dots, N$ вычисляются с помощью знаковой функции [2]

$$\delta_i = \begin{cases} 1, & \text{если } A(i) \text{ больше } A(i-1) \\ 0, & \text{если } A(i) \text{ равно } A(i-1) \\ -1, & \text{если } A(i) \text{ меньше } A(i-1) \end{cases}$$

Расчетное значение J_1 сравнивается со статистическим критерием $j_1(\alpha, m, m)$, удовлетворяющим уравнению

$$P(J_1) \geq j_1(\alpha, m, m) = \alpha,$$

где α — уровень статистической значимости.

Рассмотрим применение такого подхода к аппроксимации распределения сопротивляемости резанию калийного пласта «Красный — II» Верхнекамского месторождения. На рис. 2 показан геологический разрез пласта.

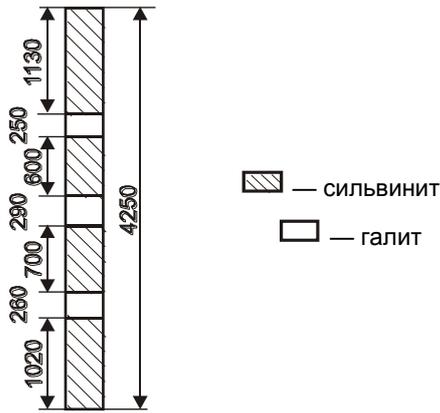


Рис. 2. Геологический разрез калийного пласта «Красный — II»

На рис. 3 показаны гистограммы сопротивляемости резанию прослоек, слагающих этот пласт. Из них видно, что для всех прослоек проявляется правосторонняя асимметрия и эксцессивность распределений. Учитывая эту закономерность, будем аппроксимировать плотность распределения сопротивляемости резанию отдельных прослоек $\varphi_{Ak}(x)$ в формуле (2) отрезком ряда Грамма-Шарлье.

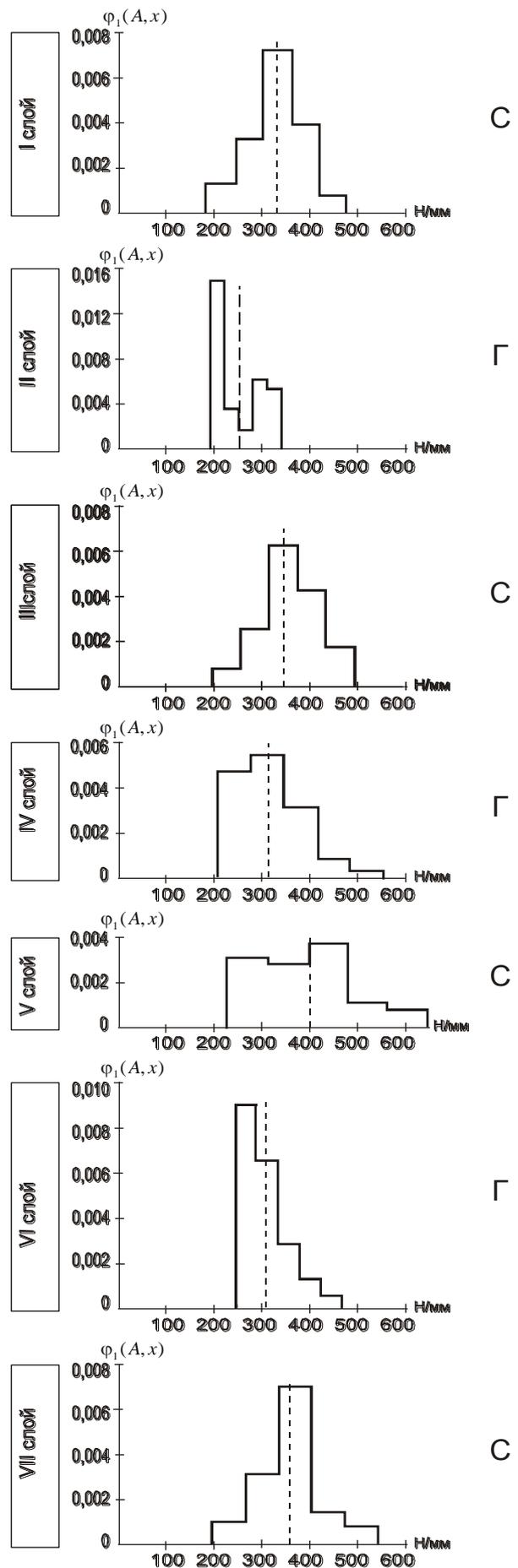


Рис. 3. Гистограммы сопротивляемости резанию прослоек, слагающих калийный пласт «Красный — II»

Плотностью распределения вероятностей сопротивляемости пласта, рассчитанной по формуле (2), была аппроксимирована гистограмма сопротивляемости пласта резанию (рис. 4).

Из рис. 4 видно, что аппроксимация нормальным законом распределения имеет существенное расхождение, а при удержании двух членов ряда (2),

учитывающих асимметрию и эксцессивность, это расхождение существенно уменьшается.

Таким образом, рассмотренный подход к аппроксимации сопротивляемости пластов, имеющих сложное строение, позволяет более точно (по сравнению с аппроксимацией нормальным законом) определить нагрузки, действующие на элементы исполнительного органа и его привод.

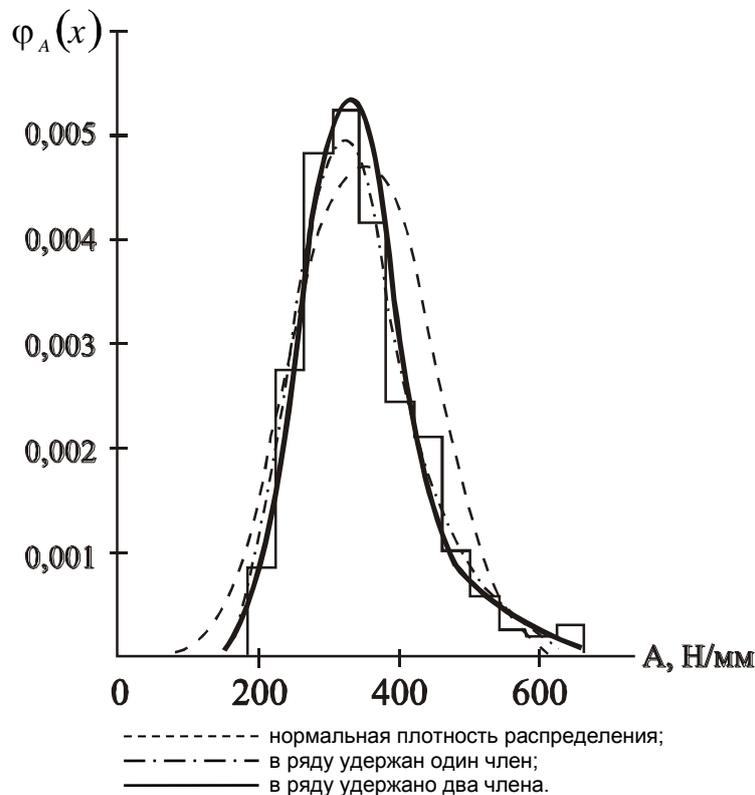


Рис. 4. Аппроксимация распределения сопротивляемости резанию калийного пласта «Красный — II» отрезком ряда Грамма-Шарлье

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Позин Е.З., Меламед В.З., Тон В.В. Разрушение углей выемочными машинами. М.: Недра, 1984. 288 с.
2. Смирнов Н.В. Теория вероятностей и математическая статистика. Избранные труды. М.: Наука, 1970. С. 117-127.
3. Бреннер В.А. и др. Режимы работы комбайнов для добычи калийных руд. М.: Недра, 1978. 216 с.

УДК 553.3/4:5553.2(574.3)

И.С. СИДОРЕНКО

Особенности геологического строения и вещественного состава месторождения Найзатас в Казахстане

Месторождение Найзатас расположено в Баянаульском районе Павлодарской области в 6 км севернее поселка Кумдыколь. Разрабатывалось в сороковые годы, в настоящее время законсервировано. Месторождение Найзатас представлено двумя сидериткварцевыми жилами, содержащими прожилково-вкрапленную сульфидную минерализацию. Мощность жил изменяется от 0,25 до 2,2 метра. Жилы залегают в экзо- и эндоконтакте сложного граносиенит-гранитного массива. Вдоль жил наблюдаются маломощные зоны березитизации по гранитоидам [1]. Геологическая позиция месторождения отражена на рис. 1.

Граносиениты сложены полевым шпатом, кварцем, биотитом, амфиболом и акцессорными минералами. В гранитах наблюдается такой же состав, за исключением амфибола. В полевых шпатах калиевый шпат преобладает над плагиоклазом. Граносиениты заметно катаклазированы; граниты массивны.

Калий-аргоновые определения, выполненные в шестидесятих годах по биотиту, показали раннепермский возраст массива.

Геохимическая характеристика гранитоидов приведена на рис. 2. На графике показано сравнение состава редких и рассеянных элементов в гранитоидах

со средним составом в нижней и верхней коре. Обогащение гранитоидов редкими (литий, рубидий, уран) и редкоземельными (лантан, церий) элементами по отношению к средним содержаниям их в верхней и нижней коре [2] позволяет предполагать образование магматических расплавов в зрелой верхней коре.

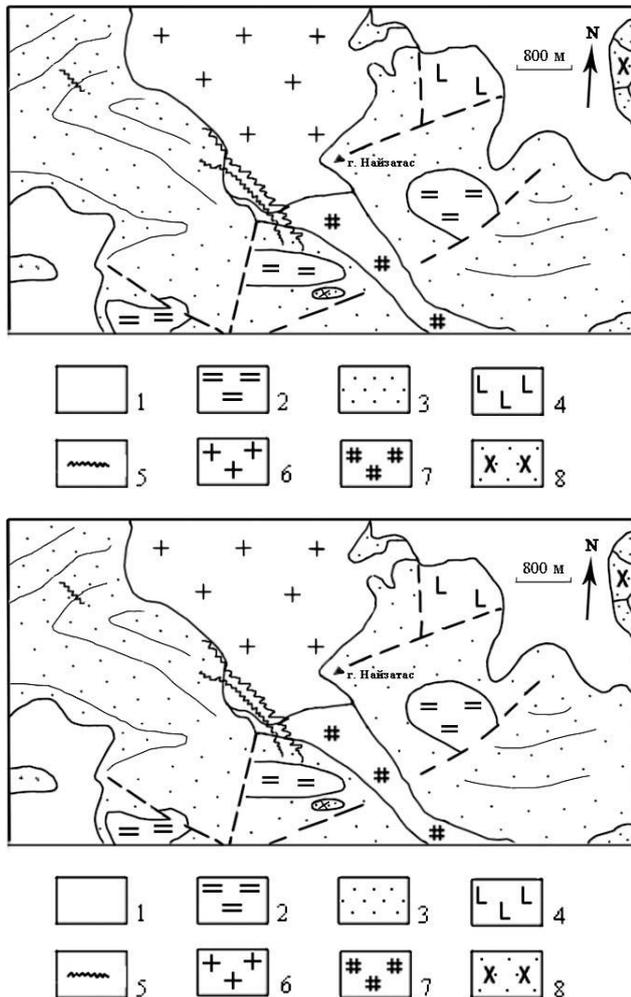


Рис. 1. Геологическая позиция месторождения Найзатас:

1 — четвертичные отложения; 2 — средний девон, эйфельский ярус: туфы, туфолавы и лавы кислого, реже среднего и основного состава, прослои конгломератов, туффитов, песчаников; 3 — поздний ордовик, верхняя толща: туфогенные и вулканомиктовые песчаники, алевролиты, горизонты кремнистых яшмовидных алевролитов и диабазовых порфиритов; 4 — диабазы, диабазовые порфириты; 5 — кварцевые и кварц-гематитовые жилы; 6 — средне- и крупнозернистые порфиридные биотитовые гранодиориты и граносиениты; 7 — гранодиорит-порфиры, граносиенит-порфиры; 8 — гранит порфиры, липоритовые порфиры, плагиогранит-порфиры

Для изучения минералогии месторождения Найзатас изготовлено два типа полированных аншлифов, которые исследованы под рудным микроскопом: из образцов первичных руд и из продуктов обогащения представительной штучной пробы руды.

К числу главных рудных минералов первичных руд относятся пирит, халькопирит, гематит; второстепенными минералами являются магнетит, блеклая руда, гидроокислы железа, мушкетовит и золото. Главные нерудные минералы — кварц и

сидерит; в зонах березитизации к ним добавляется мусковит. Для месторождения Найзатас особый интерес представляет сидерит, который присутствует в жилах в количествах, сопоставимых с кварцем. Это позволяет говорить о необычном золото-кварц-сидеритовом типе месторождения, связанном с раннепермской граносиенит-гранитной формацией. Необычен и сам сидерит. Прежде всего, потому что цвет его макроскопически изменяется от медово-желтого до коричневого, темно-коричневого и почти черного. Там, где сидерит имеет темно-бурый и почти черный цвет, он может быть ошибочно принят за агрегаты гидроокислов железа (лимонит, гетит) и даже за гематит.

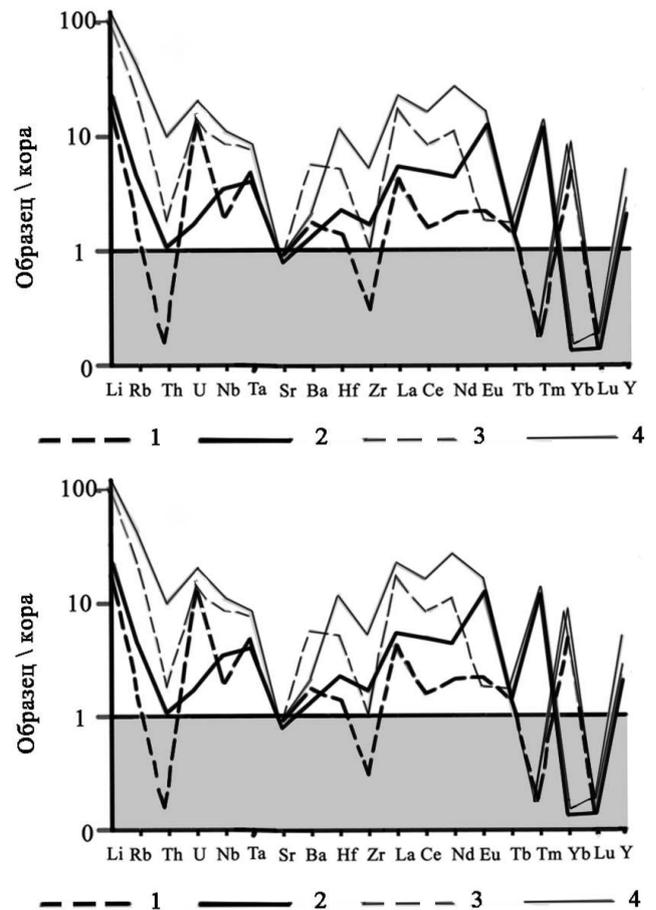


Рис. 2. Геохимические особенности гранитоидов, вмещающих месторождение Найзатас:

1 — граносиениты 1 фазы, 2 — нормировано к верхней коре, 3 — граниты 2 фазы, 4 — нормировано к нижней коре.

Наблюдения под микроскопом показывают, что степень потемнения сидерита пропорциональна его окислению. При этом сидерит частично замещается субмикроскопическими частицами гидроокислов железа и, возможно, гематита, которые в наиболее темных сидеритах при большом увеличении (более 200 раз) различимы под микроскопом. На фарфоровой пластинке такие сидериты дают ржаво-бурую, бурую иногда красновато-бурую черту.

Минеральный состав первичных руд, определенный планиметрическим методом и методом стандартного препарата, по нашим данным, следующий: сидерит+кварц 73.24 %, пирит 14.49 %,

халькопирит 2.76 %, гематит 7.33 %, магнетит 1.76 %, блеклая руда 0.25 %, мушкетовит 0.03 %, гидроокислы железа (лимонит) 0.14 %. Самородное золото присутствует в единичных знаках. Форма золота изометричная, размер зерен изменяется от тысячных долей мм до 0,004х0,02 мм.

Из штучной пробы после ее измельчения получен гравитационный концентрат. Он разделен электромагнитом на две фракции: магнитную и немагнитную. Магнитная фракция представляет собой концентрат сидерита с примесью окисленных руд, содержащих железо. Из магнитной фракции не представилось возможным изготовить полированные шлифы. По результату количественного спектрального анализа видно, что кроме сидерита присутствует халькопирит, арсенопирит, сфалерит, блеклая руда. Немагнитная состоит из сульфидов с примесью кварца. Из немагнитной фракции изготовлено 3 искусственных полированных шлифа. В результате микроскопического изучения установлено, что в количественном отношении главным рудным минералом является пирит (~99,5%), к числу второстепенных, в порядке убывания, относятся халькопирит (~0,31%), блеклая руда (~0,14%), гидроокислы железа (~0,05%), гематит, сидерит, ковеллин, сростки сульфидов с кварцем — единичные знаки. Золото самородное зафиксировано в количестве 5 знаков в ассоциации с пиритом и блеклой рудой.

По всем фракциям выполнен полуколичественный спектральный и атомно-абсорбционный анализ в ЗАО «Центргеоаналит». Содержание элементов примесей в первичных рудах и продуктах обогащения, определенные спектральным полуколичественным анализом, помещено в табл. 1.

Таблица 1

СОДЕРЖАНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ ПРИМЕСЕЙ
В РУДЕ МЕСТОРОЖДЕНИЯ НАЙЗАТАС
И ПРОДУКТАХ ЕЕ ОБОГАЩЕНИЯ, Г/Т

№ пробы	Sb	Pb	As	Ba	Cu	Zn
исходная руда	200	10	150	800	4000	80
концентрат	1000	30	800	300	8000	800
магнитная фракция	600	20	600	100	8000	300
немагнитная фракция	500	30	500	2500	6000	600

Из табл. 1 видно, что в процессе обогащения в коллективном концентрате происходит накопление блеклой руды (Sb=1000 г/т), арсенопирита (As=800 г/т), халькопирита (Cu=8000 г/т) и сфалерита (Zn=800 г/т). Коллективный концентрат разделен на две фракции:

магнитную и немагнитную. Накопление минералов в этих фракциях происходит примерно одинаково, за исключением бария, который существенно накапливается в немагнитной фракции до 2500 г/т.

Результаты исследований атомно-абсорбционным методом приведены в табл. 2.

Таблица 2

СОДЕРЖАНИЕ ЗОЛОТА И СЕРЕБРА В РУДАХ
МЕСТОРОЖДЕНИЯ НАЙЗАТАС

№ пробы	Вес пробы, г	Au, г/т		Ag, г/т	
		основн ой	контро ль.	основн ой	контро ль.
исходная руда	23.0	11.67	12.40	2.80	
концентрат	30.0	66.80	68.00	17.60	15.30
магнитная фракция	28.0	20.80	23.00	8.90	
немагнитная фракция	22.36	102.20	108.00	18.80	17.00

Примечание. Извлечение и баланс металлов не рассчитывались в связи с тем, что не изучались хвосты гравитации.

Видно, что из руд месторождения получен товарный концентрат с содержанием золота 66.80г/т и серебра 17.60г/т. Дешевым и доступным электромагнитным методом он может быть улучшен вдвое до 123г/т золота и 27.70г/т серебра. Эти показатели указывают на коммерческое значение руд месторождения Найзатас.

Пробуренными в 1958 году 13 скважинами глубиной до 80 м установлено, что выявленные на месторождении золоторудные жилы не выклиниваются на глубину и мощность их не уменьшается. Кроме того, выявлены новые слепые жилы с золотым оруденением. Из руд месторождения, как показано нами, может быть получен высокосортный гравиконцентрат.

Жилы имеют кварц-сидеритовый состав и залегают в порфиroidных граносиенитах, датированных предыдущими исследователями ранней пермью. В Казахстане это единственное месторождение, где золото встречается в позднепалеозойских гранитах и сиенитах [3]. В этом заключается необычность месторождения. Происхождение его может быть объяснено экстракцией жильного материала и золота из вмещающих песчаников силурийского возраста. Выполненный объем исследований позволяет считать месторождение Найзатас перспективным и заслуживающим дальнейшего изучения, прежде всего на глубину.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кацанов В.Г. Отчет по геологической съемке м-ба 150 000 территории листов М-43-43-В, Г; 1971.
2. Rollinson H. Using geochemical data evaluation, presentation, interpretation. London: Longman Group UK Limited, 1993.
3. Malchenko E.G. and Ermolov P.V. Metallogenic Summary of Central Kazakhstan and Adjacent Areas // Granite-Related Ore Deposits of Central Kazakhstan and Adjacent Areas. — St.-Petersburg: Glagol Publishing House, 1996. P. 67-83.

УДК 621.771.014

А.Б. НАЙЗАБЕКОВ

В.В. ИСАЕНКО

А.А. КУЛЖАБАЕВА

Устройство для деформирования со сдвигом заготовок квадратного и прямоугольного сечения

В технологии машиностроения на стадии получения заготовок прямоугольного и квадратного сечения, пластин и т.д. возрастает доля процессов обработки металлов давлением (ОМД). Применение новых способов ОМД, инструментов и устройств обеспечивает высокое качество металла, существенно снижает его расход и повышает производительность труда.

Комплексный анализ развития кузнечного инструмента позволяет сделать вывод о нескольких путях развития конструкции [1]. Первый путь — это совершенствование геометрии рабочей поверхности кузнечного инструмента с целью уменьшения влияния сил контактного трения на процесс течения металла.

Второе направление — это создание устройств, уменьшающих неравномерность напряженно-деформированного состояния путем приближения к схеме неравномерного всестороннего сжатия и развития в этих условиях механизма сдвиговой деформации.

Третий путь — это придание одной из деформирующих поверхностей дополнительного перемещения в направлении, перпендикулярном усилию деформирования.

Каждое из этих направлений имеет свои преимущества и недостатки. Так, инструменты первой группы снижают влияние сил контактного трения, улучшают условия деформирования приконтактных объемов, но для качественной проработки литой структуры все же требуется значительное

формоизменение исходной заготовки, а значит, такие процессы являются высокоэнергетическими.

Инструменты второго направления уменьшают неравномерность напряжений в объеме деформируемой заготовки, но представляют из себя сложные многозвенные конструкции, работоспособность которых низка в условиях кузнечно-прессового цеха.

Устройства третьего пути развития ставят перед собой целью уменьшение величины обжатия за счет развития знакопеременной деформации путем придания, как указывалось выше, одной из поверхностей инструмента поперечного перемещения. Это позволяет интенсифицировать сдвиг в объеме деформируемой заготовки, но за счет изменения кинематики приложения усилия сдвиг локализуется в узкой области, соединяющей места концентрации напряжений, а именно кромки прилегания свободной поверхности к деформирующим плоскостям.

Исходя из вышеизложенного, оптимальным решением было бы объединение положительных сторон второго и третьего направлений с наиболее возможной степенью уменьшения недостатков, то есть упрощение конструкции инструмента, реализующего всестороннее обжатие, с развитием механизма сдвиговой деформации, допустим, не смещением, а поворотом деформирующих плоскостей с одновременным обжатием заготовки, переводящим ее из упругого состояния в пластическое.

Рассмотрим конструктивную схему устройства [2], где кузнечный боек для протяжки со сдвигом включает: корпус, выполненный в виде рамы с квадратным окном, а также основной и три вспомогательных бойка, которые имеют в поперечном сечении форму четырехугольника, два противоположных угла которого равны 90° , острый угол — 45° , а тупой — 135° . Основной боек имеет прямоугольный, выполненный как одно целое выступ, входящий в окно штока, к которому прикладывается усилие пресса.

Недостатком этого инструмента является сложность конструкции, так как в процессе деформирования задействованы несколько подвижных элементов, а при осадке происходит значительное изменение размера исходного поперечного сечения образца. Кроме того, инструменты создают неравномерную схему напряженно-деформированного состояния, что приводит к концентрации напряжения в местах сопряжения свободной поверхности и поверхности, прилегающей к инструменту. Сочетание таких условий с наложением бокового перемещения одной из плит локализует деформацию в узкой области соответствующей диагонали, соединяющей противоположные стороны свободных поверхностей.

В устройстве, предлагаемом авторами [3], заготовка устанавливается между плоским бойком и подвижным клиновидным бойком, который под действием усилия пресса, передаваемого через верхний боек и ролик, перемещается по направляющей.

Недостатком данного устройства является сложность конструкции: при деформировании образца участвуют несколько механизмов, также сдвиговая деформация наиболее ярко выражена на диагоналях заготовки.

При деформировании металла на традиционных инструментах локализация деформации происходит по ковочному кресту, а при приложении дополнительного усилия для реализации сдвиговой деформации в объеме деформируемого металла происходит изменение схемы деформации. Сдвиговая деформация интенсифицируется в осевой зоне заготовок и вблизи контакта заготовки с инструментом.

Для обеспечения всестороннего сжатия деформируемая заготовка ограничивается на свободных поверхностях дополнительными деформирующими элементами, имеющими возможность вращения или поворота в горизонтальной плоскости. Например, путем придания их опорной поверхности цилиндрической формы с опорой на аналогичную цилиндрическую же поверхность. Для снижения сил контактного трения предлагается между этими поверхностями разместить роликоопоры, заменив трение скольжения трением качения. Схема устройства для деформирования представлена на рисунке.

Устройство состоит из сегментов 1 с цилиндрическими опорными поверхностями, которые расположены параллельно друг другу, клиновидных бойков 2 с равными углами наклона ($\alpha = \gamma = \alpha' = \gamma'$),

сменных вставок 3, направляющих плит 4 с одинаковым углом направляющих плоскостей и роликовых линейных подшипников 5. Заготовка 6 находится в замкнутой полости, ограниченной рабочими поверхностями клиновидного бойка 2 и цилиндрических сегментов 1.

С целью интенсификации развития сдвиговой деформации и равномерного ее распределения по объему деформируемой заготовки торцевые поверхности заготовки перекрываются подвижными элементами. Подвижные элементы представляют цилиндрические сегменты, контактирующие плоской поверхностью с заготовкой и опирающиеся цилиндрическими поверхностями на ложементы цилиндрической же формы, и в процессе деформирования поворот заготовки осуществляется симметрично относительно вертикальной продольной оси устройства.

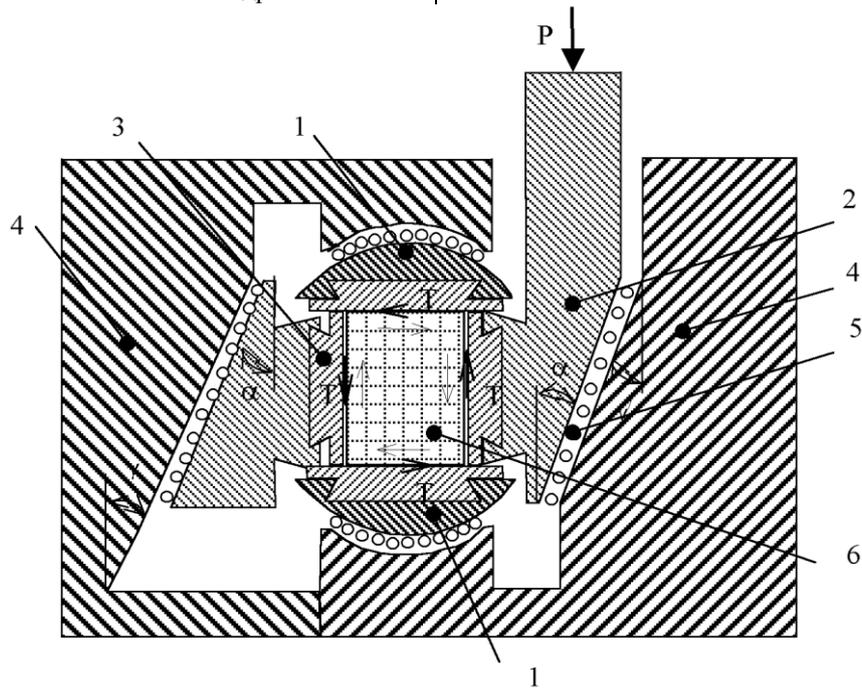
За счет кинематической связи между отдельными элементами устройства обеспечивается замкнутая силовая схема, которая создает условия синхронного перемещения всех подвижных элементов. Благодаря созданной замкнутой схеме обеспечивается равномерность приложения нагрузки, сдвигающей заготовку по всей площади торцевых поверхностей. Именно такая кинематическая и силовая схемы обеспечивают равномерное распределение сдвиговых деформаций в деформируемом объеме. Сила P , приложенная на заготовку, передается через угловые точки в виде $P_1 = P$ и создает пару сил с моментом $P \cdot h$, которые способствуют повороту сегмента по цилиндрическим поверхностям ложементов, а сила P_2 , возникающая при перемещении клиновидных бойков по наклонной поверхности, производит обжатие заготовки. При повороте цилиндрических сегментов прямоугольная форма заготовки принимает форму параллелограмма, то есть происходит сдвиг по поперечному сечению. Использование роликоопор на соприкасающихся поверхностях позволяет пренебрегать силами трения, которые намного меньше усилий деформирования.

Такую схему равномерного развития сдвиговой деформации обеспечивают только цилиндрические опорные поверхности, создающие возможность синхронного поворота контактных поверхностей инструмента и подвижные клиновидные бойки с одинаковыми направлениями равных углов наклонных плоскостей (рисунок б). При встречном перемещении параллельных поверхностей относительно вертикальной продольной оси симметрии цилиндрических сегментов деформируемая заготовка поворачивается симметрично относительно вертикальной продольной оси устройства на меньший угол, что в значительной мере снижает энергетические затраты на преодоление сил контактного трения в подвижных контактирующих элементах инструмента.

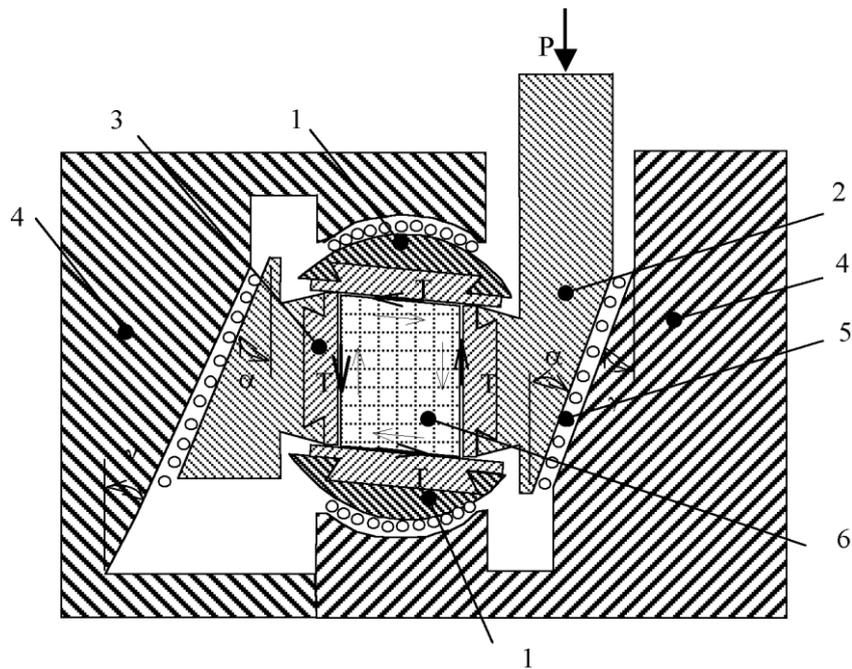
Наличие наклонного участка при деформировании обеспечит сдвиговую деформацию по всему объему деформируемой заготовки. За счет создания схемы простого сдвига в новом устройстве усилие снижается по сравнению с предлагаемыми способами деформирования. Угол наклона выбирается $5 \div 10^\circ$ для

того, чтобы на первоначальном этапе перевести заготовку из упругого в пластическое состояние и постоянно поддерживать высокое гидростатическое

давление и обеспечить естественный уход металла из затрудненной зоны деформации.



а)



б)

Схема нового устройства для деформирования заготовок:

- а) устройство и заготовка в исходном положении; б) устройство и заготовка в процессе деформирования;
 1 — сегменты с цилиндрическими опорными поверхностями; 2 — клиновидные бойки; 3 — сменные вставки;
 4 — направляющие плиты; 5 — роликпоры; 6 — заготовка

Усилие прессы прилагается на клиновидные бойки 2, которые, двигаясь по наклонной поверхности плиты 4, передают движение сегментам 1. Деформация заготовки 6 на предлагаемой установке осуществляется при комбинированном приложении внешней нагрузки: под действием нормальной силы P и касательной T по всем четырем поверхностям. При

приложении внешней нагрузки P с воздействием сегментов заготовка 6 поворачивается симметрично относительно вертикальной продольной оси устройства и реализуется сдвиговая деформация по всему объему заготовки, за счет чего происходит четырехстороннее течение деформируемого металла относительно контактных поверхностей наклонных

бойков и сегментов (рисунок). Во избежание среза на торцевой поверхности бойков, в случае протяжки заготовки, инструмент имеет заходный участок с контактной поверхностью, угол наклона которой равен или меньше угла трения.

Работоспособность инструмента проверили на компьютерной модели, созданной в режиме 3d-графики с помощью пакета программ КОМПАС 3d.

Также в лабораторных условиях был смоделирован деревянный макет устройства. Были протестированы пластилиновые образцы, на поверхности которых были нанесены координатные сетки. После деформирования искажение

координатных сеток показало, что в рассматриваемом устройстве реализуется схема простого сдвига по всему поперечному сечению, что в дальнейшем может благоприятно повлиять на проработку внутренних несплошностей деформируемой стальной заготовки одинаково по всему сечению металла.

Применение устройства для деформирования со сдвигом может обеспечить качественную проработку металла за счет равномерного распределения интенсификации сдвиговой деформации с минимальным изменением исходного размера и энергетических затрат.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Петров В.А., Котелкин А.В., Найзабеков А.Б., Исаенко В.В. Развитие процессовковки металлов и сплавов в СССР // Черная металлургия: Бюл. Ин-та научно-технической информ. (ин-т «Черметинформация»). 1985. Вып. 10 (990). С. 12-26.
2. Экспресс-информация. Пути совершенствования кузнечных бойков и устройств для обработки металлов давлением. Фрунзе, 1978. №8. 31 с.
3. Контактное трение в процессах обработки металлов давлением / А.Н. Леванов и др. М.: Металлургия, 1976. 416 с.

УДК 669.168+553.32

*А.С. БАЙСАНОВ
М.Ж. ТОЛЫМБЕКОВ
С.О. БАЙСАНОВ
Т.Д. ТАКЕНОВ*

Исследование обогатимости железомарганцевой руды Жайремского ГОКа

Казахстан, располагая значительными запасами марганцевых руд, не выплавлял марганцевые ферросплавы. Становление и развитие марганцевой отрасли ферросплавного производства в последнее десятилетие связано с двумя предприятиями, выплавляющими силикомарганец, — это Аксуский завод ферросплавов и Темиртауский химико-металлургический завод (ТОО «ТХМЗ»). Суммарный объем выплавляемого этими заводами силикомарганца достигает 160 тыс. т (Аксуский завод ферросплавов — 110 тыс. т в год и Темиртауский химико-металлургический завод — 50 тыс. т в год) [1]. Разрабатываются 4 месторождения (Ушкатын III, Восточный Камыс, Тур, Богач) и действуют Жайремский горно-обогатительный комбинат и Жездинская обогатительная фабрика [2].

Спрос на сплавы марганца, выплавляемые из казахстанских низкофосфористых концентратов, возрастает, наращиваются объемы добычи марганцевых руд. За последние двенадцать лет наблюдается подъем уровня погашения запасов (рост объема добычи) с 330 тыс. т в 1991 г. до 2930,0 тыс. т в 2003 г., т.е. добыча марганцевых руд горно-добывающей отраслью Казахстана увеличилась в 8,5 раз [3].

В настоящее время добываются и перерабатываются преимущественно окисленные марганцевые руды с содержанием железа менее 5 %, которые залегают в верхних частях месторождений и не требуют больших затрат на обогащение и разработку. Доля таких руд составляет около 4 % от общих разведанных запасов.

Тенденция ухудшения качества марганцевой руды ставит вопрос об обеспечении марганцевым сырьем

ферросплавных заводов Казахстана. Несмотря на огромные запасы марганецосодержащего сырья, они в большинстве не пригодны для получения стандартных марок марганцевых ферросплавов, так как относятся в основном к железомарганцевым и труднообогатимым первичным рудам с высоким содержанием железа.

В общем запасе марганецосодержащих руд доля железомарганцевых составляет 70 %, остальные 30 % представлены окисленными и первичными марганцевыми рудами. При этом обеспеченность разведанными запасами высококачественной окисленной марганцевой руды (на которые приходится всего 0,2 % всех запасов марганца) с учетом некоторого увеличения объемов ежегодной добычи составляет не более 10 лет.

С целью изучения возможности обогащения железомарганцевых руд были проведены лабораторные опыты по селективному восстановлению оксидов железа до металлического состояния с последующим его удалением при помощи магнитной сепарации. При этом изучалась возможность получения кондиционного марганцевого и частично металлизированного железорудного концентратов из железомарганцевых руд по обжигмагнитной схеме обогащения с решением следующих задач:

- определение оптимального расхода восстановителя при температуре 1000 °С;
- определение зависимости распределения марганца и железа в магнитных фракциях от силы магнитного поля.

Исследования по селективному восстановлению железа из его оксидов проводились с железомарганцевой рудой, отбракованной из-за

высокого содержания железа, так как для выплавки высокопроцентного ферромарганца и силикомарганца отношение марганца к железу в марганцевых рудах должно быть, соответственно, не ниже 8 и 6 [4]. Для выплавки марганцевых ферросплавов из этих руд требуется их предварительная подготовка: получение концентрата и удаление из него железа — при их непосредственной плавке происходит полный переход железа в ферросплавы, что приводит к разубоживанию по марганцу.

Химический состав использованной в эксперименте марганцевой руды характеризовался следующими данными (в масс. %) %: 13,2 Mn; 22,15 Fe; 12,5 SiO₂; 11,8 CaO; 0,02 S; 0,09 P. Количество марганцевой руды во всех пробах оставалось постоянным и составляло 100 г. Крупность обжигаемой руды 0-3 мм.

Количество восстановителя составляло 1,0; 1,25; 1,5 по стехиометрии для восстановления марганца и железа (11; 13,75; 16,5 % по массе). Подаваемое количество восстановителя обеспечивало создание восстановительной атмосферы в тигле, достаточной для восстановления железа до металлического состояния. В качестве восстановителя использовался шубаркольский уголь крупностью 0-3 мм. Технический и химический состав применяемого восстановителя приведен в табл. 1.

Восстановительный обжиг железомарганцевой руды осуществлялся в муфельной печи при температуре 1000 °С, из-за погрешности измерения температуры (достигающей 50 °С) реальный интервал температур мог составлять 950-1050 °С. Данный температурный интервал был выбран по предыдущим работам [3], согласно которым повышение температуры обжига свыше 1050 °С приводит к частичному расплавлению руды и ухудшению условий восстановления. Понижение температуры обжига ниже 950 °С нецелесообразно, так как приводит к уменьшению скорости восстановления и увеличению времени обжига.

Осуществление обжига при температуре 1000 °С позволяет частично восстановить железо до металлического состояния, а также осуществить первую стадию сепарации при более низкой напряженности магнитного поля (так как магнитная восприимчивость металлического железа примерно в 2,5 раза выше магнетита, что позволяет осуществлять более тонкое разделение железа и марганца). Получаемая сильномагнитная фракция полностью состоит из металлического железа, магнетита (Fe₃O₄)

и окиси железа (FeO) с незначительным содержанием марганца и пустой породы, что обеспечивает высокое содержание железа в железосодержащем концентрате до 53,12-70,33 % и позволяет использовать его в качестве металлического лома при сталеплавильном переделе.

Магнитная сепарация проводилась в две стадии. Задачей первой стадии было определение возможности выделения марганецсодержащей составляющей обожженной железомарганцевой руды в отдельную фазу. Магнитную сепарацию осуществляли на магнитном сепараторе Т-138, предназначенном для сухой сепарации слабомагнитных руд. Для выделения сильномагнитной фракции магнитную сепарацию проводили при напряженности магнитного поля, равной 100-300 эрстед. Для отделения среднемагнитной фракции напряженность магнитного поля составляла 600-700 эрстед. Предполагалось, что в магнитную фракцию должны перейти сильномагнитные железосодержащие соединения, такие как металлическое железо, магнетит, мартит и яacobсит. В среднемагнитные и слабомагнитные фракции переходят немагнитные марганцевые минералы и пустая порода. Результаты металлизирующего обжига и первой стадии магнитной сепарации представлены в табл. 2 и 3.

Задачей второй стадии магнитной сепарации было определение возможности получения марганцевого концентрата, пригодного для выплавки стандартных марок марганцевых ферросплавов из слабомагнитной фракции с низким содержанием железа. Истиранию и магнитной сепарации также была подвергнута среднемагнитная фракция, с целью выделения железорудного концентрата и доизвлечения марганца в суммарный марганцевый концентрат. Для выделения железорудного концентрата повторную магнитную сепарацию истертой среднемагнитной фракции проводили при напряженности магнитного поля, равной 600-700 эрстед, в результате получен железорудный и железомарганцевый концентрат. Для отделения пустой породы от немагнитной фракции проводили магнитную сепарацию при напряженности магнитного поля, равной 1400 и 2800 эрстед, в результате чего был получен марганцевый концентрат 1 и 2 (табл. 4). Выход и химический состав суммарного марганцевого концентрата рассчитывался путем сложения показателей железомарганцевого и марганцевых концентратов. Результаты второй стадии магнитной сепарации представлены в табл. 4.

Таблица 1

ХАРАКТЕРИСТИКА ШУБАРКОЛЬСКОГО УГЛЯ

Технический анализ, %	W _r ^r		A ^d		V ^{daf}		S _t ^d		Q, кал/кг	
	4,8		9,85		36,0		0,5		7623	
Элементарный состав	H ^o			N ^o			S ^o		O ^o _{разн.}	
	5,48			1,55			0,6		14,22	
Химический состав золы	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	P ₂ O ₅	K ₂ O	Na ₂ O	
	56,97	21,3	7,19	2,79	1,77	3,56	0,46	1,25	1,85	
Выход химических продуктов, %	Смолы			Бензол			Аммиак			
	5,63			1,97			1,22			
Состав газа, %	H ₂ S	CO ₂	C _n O _m	CO	CH ₄	H ₂	O ₂	N ₂		
	1,54	22,43	0,5	14,02	28,32	29,76	0,5	2,91		

Таблица 2

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТОВ ПО МЕТАЛЛИЗИРУЮЩЕМУ ОБЖИГУ И ПО ПЕРВОЙ СТАДИИ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

№№	t, °C	Коэффициент по стехиометрии	Расход угля	Выход сильномагнитной фракции	Выход среднемагнитной фракции	Выход слабомагнитной фракции	Вес пробы после обжига
1	1000	1	11	15,3	39,9	28,5	83,7
2	1000	1,25	13,75	13,9	33	37,4	84,3
3	1000	1,5	16,5	19,1	18,7	48,6	86,4

Таблица 3

ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ МАГНИТНЫХ ФРАКЦИЙ ПЕРВОЙ СТАДИИ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

№№	Наименование фракции	Содержание, %							
		Fe _{общ}	Mn _{общ}	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Mn/SiO ₂	Mn/Fe	Fe+Mn
1	Сильномагнитная	56,63	5,45	9,26	-	-	0,589	0,096	62,08
	Среднемагнитная	29,38	14,82	16,33	24,91	2,89	0,908	0,504	44,2
	Слабомагнитная	6,2	22,67	18,56	18,42	3,42	1,221	3,656	28,87
	Итого	22,15	13,08	12,5	11,8	-	1,05	0,59	35,23
2	Сильномагнитная	86	3,5	8,43	-	-	0,415	0,041	89,5
	Среднемагнитная	31,71	12,86	16,31	21,38	2,84	0,788	0,406	44,57
	Слабомагнитная	3,7	22,67	19,48	20,72	3,97	1,055	6,07	26,47
	Итого	23,84	13,21	12,5	11,8	-	1,06	0,55	37,05
3	Сильномагнитная	66,76	3,5	8,19	-	-	0,427	0,052	70,26
	Среднемагнитная	33,38	9,59	18,26	20,45	2,89	0,525	0,287	42,97
	Слабомагнитная	1,85	21,84	15,48	-	-	-	11,8	0,71
	Итого	22,15	13,08	12,5	11,8	-	1,05	0,59	35,23

Таблица 4

РЕЗУЛЬТАТЫ ВТОРОЙ СТАДИИ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ И ОБЩИЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОБЖИГА МАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

№№	Наименование концентрата	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Mn/Fe	Fe+Mn
			Fe _{общ}	Mn _{общ}	Fe	Mn		
2	Железорудный	57,37	48,2	1,24	87,2	5,532	0,026	49,44
	Железомарганцевый	42,63	9,52	28,5	12,8	94,47	2,99	38,02
	Итого	100	31,71	12,86	100	100	0,41	44,57
	Марганцевый 1	21,69	4,71	31,52	39,2	30,16	6,69	36,23
	Марганцевый 2	35,98	2,45	39,41	35,5	62,55	16,08	41,86
	Хвосты	42,33	4,48	3,9	25,3	7,29	0,87	21,88
	Итого	100	3,8	22,67	100	100	5,94	26,47
	Суммарный марганцевый	35,64	5,75	33,31	8,6	89,86	5,79	41,94
Суммарный железорудный	32,83	64,2	2,197	88,42	5,46	66,4	0,034	
3	Железорудный	60,7	50,32	1,05	91,5	6,65	0,021	51,37
	Железомарганцевый	39,3	7,22	22,78	8,5	93,35	3,16	31,28
	Итого	100	33,38	9,59	100	100	0,29	42,97
	Марганцевый 1	24,6	4,41	38,15	52,48	38,46	8,65	42,56
	Марганцевый 2	28,97	1,42	39,41	19,9	46,78	27,75	40,83
	Хвосты	20,2	1,23	7,75	27,62	14,76	3,15	8,98
	Итого	100	1,85	21,84	100	100	11,8	23,69
	Суммарный марганцевый	26,54	5,17	40,23	6,2	81,66	7,78	45,4
Суммарный железорудный	34,55	59,41	2,40	92,68	6,35	61,81	0,04	

Максимальное суммарное извлечение марганца в проведенных опытах достигло 81,66-89,86 %. Полученный марганцевый концентрат в опыте № 3 отвечает требованиям по соотношению марганца к железу (выше 6). Положительной характеристикой полученных концентратов является то, что они частично восстановлены. Поэтому при ферросплавном переделе потребуется меньше восстановителя в виде кокса, что скажется на понижении себестоимости получаемых марганцевых ферросплавов. Полученный железорудный концентрат пригоден для получения чугуна в доменных печах. Извлечение железа в металлизированный железорудный концентрат достигает 88,42-92,68 %.

Выводы

Показана принципиальная возможность применения к железомарганцевым рудам металлизующего обжига при температуре 1000 °C и отмечено, что с увеличением расхода восстановителя растет степень перехода железа в железорудный концентрат (от 88,42 % до 92,68 %) и увеличивается его выход (от 32,83 % до 34,55 %).

Полученная после магнитной сепарации сильномагнитная фракция представляет собой частично металлизированный железорудный концентрат, который по суммарному содержанию железа и марганца пригоден для электрошлакового производства. Наилучшие

результаты по металлизирующему обжигу с точки зрения получения железорудного концентрата (содержание железа 86 % и 64,2 %, соответственно, для железорудного и для частично металлизованного концентрата) достигнуты в опыте с расходом восстановителя 13,75 % по массе к исходной руде.

Вторая стадия магнитной сепарации позволила получить стандартный марганцевый концентрат (40,23 % Mn) в опыте № 3 с расходом восстановителя 16,5 %. В опыте № 2 получен марганцевый концентрат (33,31 % Mn), также пригодный по содержанию марганца для выплавки силикомарганца, но с несколько низким отношением Mn/Fe. Отличительной характеристикой

полученных концентратов является высокая природная основность (отношение CaO/SiO₂), равная 1,5-2, что положительно скажется при ферросплавном переделе.

Уменьшение расхода восстановителя ниже 1,25 по стехиометрии для восстановления марганца и железа приводит к недовосстановлению железосодержащих минералов и увеличению содержания FeO, что ухудшает результаты первой серии магнитной сепарации (опыт №1). Повышение расхода восстановителя свыше 1,5 может привести к увеличению массы пустой породы за счет золы восстановителя.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Святлов Б.А., Толымбеков М.Ж., Байсанов С.О. Становление и развитие марганцевой отрасли Казахстана. Алматы: Искандер, 2002. 416 с.
2. Курмангалиева Р.Г., Лось В.Л., Назарцев В.А., Фишман И.Л. Сырьевая база черной металлургии Казахстана (железо, марганец, хром). Алматы: Академия минеральных ресурсов РК, 2003. 138 с.
3. Смирнова Е. Форум единомышленников // Промышленность Казахстана. 2004. №10. С. 32-34.
4. Букетов Е.А., Габдуллин Т.Г., Такенов Т.Д. Металлургическая переработка марганцевых руд Центрального Казахстана. Алма-Ата: Наука КазССР, 1979. 184 с.

УДК 537.533.212

В.П. МАКАРОВ
К.Р. КУРБАНОВ

Исследование технологии получения качественного кремния

В настоящее время повышенный интерес к керамике обусловлен тем, что существенно расширились технологические возможности получения исходных материалов и изготовления на их основе высоко функциональной и особо прочной керамики.

В лаборатории материаловедения Института физики НАН КР получена дешевая нитридокремниевая керамика на основе отходов полупроводникового производства (Кыргызпатент № 85 от 20.03.1995). Эта керамика позволила заменить ряд изделий и приспособлений в стекольной, перерабатывающей, полупроводниковой и других отраслях промышленности, изготавливаемых из сырья, поставляемого из-за рубежа.

Керамика из нитрида кремния, полученная методом реакционного спекания, представляет собой перспективный технологический материал специального назначения. В частности, тигли большого диаметра (от 360 до 500 мм) из нитридокремниевой керамики могут использоваться для выращивания монокристаллов кремния. Этот технологический процесс является сложным и длительным. Он требует использования нестандартного оборудования, высоких энергозатрат, специальной атмосферы в установке и высоких температур (1700-1800К).

Одной из важнейших эксплуатационных характеристик специальной керамики является надежность, предсказуемость изменения основных параметров при рабочих режимах. Важнейшим параметром для керамики из нитрида кремния в этом смысле можно считать ее структуру, в первую очередь, фазовый состав. Исследованию влияния

исходных характеристик сырья на формирование фазового состава в нитридокремниевой керамике посвящено довольно много работ, однако чрезвычайно мало проработан вопрос об эволюции структуры этой керамики в условиях высокотемпературных длительных выдержек в различных средах (вакуум, аргон, азот и др.), имитирующих производственные технологические процессы. В конечном итоге этим определяется круг проблем — до какой степени можно повышать качество и до какой степени можно снижать стоимость изделия.

С этой целью проведено исследование структуры стенок тигля большого диаметра, предназначенного для выращивания монокристаллов кремния. Тигель был выдержан в течение 24 часов при температуре 1700К в среде аргона. Нагрев осуществлялся от графитового нагревателя в виде цилиндра, расположенного с внешней стороны тигля. Количественный фазовый анализ проведен по дифрактограммам. Глубина слоя половинчатого поглощения рентгеновских лучей для исследуемого материала не превышала 50 мкм. Дифрактограммы снимали с наружной (Н) и внутренней (В) поверхностей стенок тигля. Схема расположения графитового нагревателя (С) и тигля приведена на рис. 1. Стрелками на рисунке показано движение углерода к стенкам тигля. Микроструктуру стенки тигля (размеры и форму частиц различных фаз) изучали методом количественной металлографии, при этом проводили статистическую обработку параметров элементов структуры для каждого слоя толщиной 1 мм.

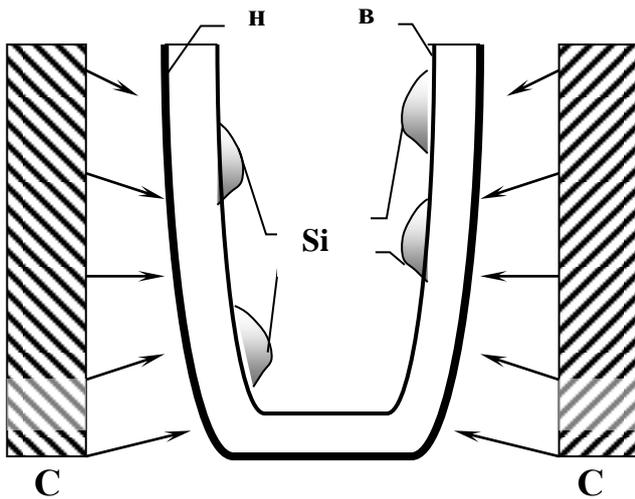


Рис. 1. Схема высокотемпературной обработки тигля.
(С — графитовые нагреватели)

Пористость материала оценивали по кажущейся плотности и методом количественной металлографии. Механические характеристики фаз, составляющих керамику, определяли методами измерения микротвердости и коэффициентов трещиностойкости, по которым рассчитывали прочность.

Установлено, что в результате высокотемпературной выдержки в стенках тигля толщиной около 7 мм формируется неоднородная по фазовому составу градиентная структура (рис. 2). Наружный слой стенки состоит из α -карбида кремния, α - и β -нитридов кремния, а также незначительного количества свободного кремния. В сканирующем электронном микроскопе этот слой наблюдается (рис. 3 А, В) как плотное и прочное соединение с хрупким изломом, образующим четкую границу между полученным в результате высокотемпературной обработки в среде аргона слоем и остальным объемом. Средний размер наблюдаемого слоя составляет 10-12 мкм. Оптически частицы карбида и нитридов практически не разделяются, образуя в среднем однородную пористую структуру, типичную и для центральной части стенки. На изломе внутренней поверхности не наблюдается образования какой-либо слоистой структуры, аналогичной наблюдаемой выше для наружной поверхности (рис.3 С). Просмотр в электронном микроскопе также выявил различие в морфологии внутренней и наружной поверхностей (рис.3 D, E), которое выражается в явном наличии пористости на внутренней поверхности и отсутствия таковой на наружной поверхности. Это еще раз указывает на различие процессов, происходящих в нитриде кремния, в зависимости от окружающей среды. Наружная поверхность находилась под действием свободного углерода, получаемого от нагревателей, а внутренняя, в основном, под действием аргона. На внутренней части стенки тигля наблюдаются, кроме перечисленных выше фаз, крупные выделения кремния в виде капель, размером до 3 мм, и следы α -кristобалита, растворенного в жидкой прослойке стеклофазы (рис. 3 F). На рисунке показан фрагмент внутренней поверхности, в месте

«прорастания» кремниевых кристаллов хорошо видны участки сопряжения между выделившимся кремнием и матрицей. Кристаллы кремния имеют четкую огранку и ориентировку. Между слоем стеклофазы и центральной частью стенки тигля видны трещины вдоль межфазной границы, что свидетельствует о различных коэффициентах термического расширения для обоих типов материалов и возникновении существенных термических напряжений при вариации температур. По-видимому, взаимодействие тигля с остаточным кислородом в процессе высокотемпературного обжига может повлиять на состояние поверхности стенок, и это влияние зависит от его количества.

Известно, что в среде аргона процесс разложения нитрида кремния начинается при температурах выше 1273К, а это намного ниже, чем в среде азота (1873 К) [1]. С повышением температуры интенсивность разложения нитрида кремния увеличивается. Наличие такого процесса подтверждается результатами рентгеноструктурного анализа, которые приведены в табл. 1, 2, 3. В то же время идет ряд других фазовых превращений — карбидизация преимущественно наружных «выплавленных» капель кремния из жидкой фазы на внутренних поверхностях стенок. Кроме того, образуется небольшое количество кристаллического оксида кремния на внутренней поверхности и неравномерный слой стеклофазы, толщина которого изменяется от 0 до 50 мкм.

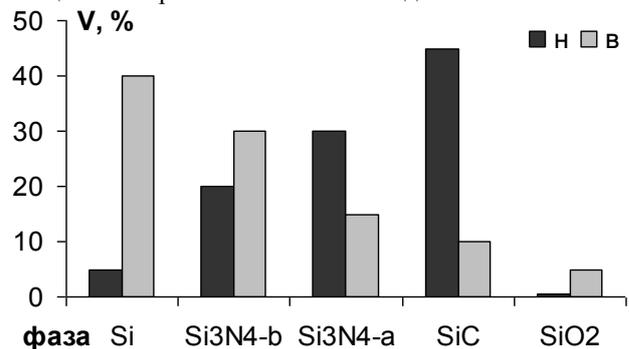


Рис. 2. Фазовые составы внутреннего и внешнего слоев стенки нитридокремниевого тигля

Таблица 1

ФАЗОВЫЙ СОСТАВ ВНУТРЕННЕЙ ПОВЕРХНОСТИ ИЗДЕЛИЯ

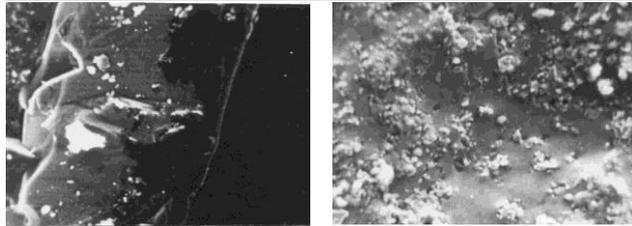
Номер	θ , град	d/n	d/n таб.	hkl	I	Фаза
1	13,13	3,39	3,37	200	30	α -Si ₃ N ₄
2	13,31	3,35	3,37	200	30	α -Si ₃ N ₄
3	15,25	2,93	2,89	201	85	β -Si ₃ N ₄
4	16,75	2,67	2,67	101	100	α -Si ₃ N ₄
5	17,13	2,62	2,59	102	75	α -Si ₃ N ₄
6	17,5	2,56	2,55	210	100	α -Si ₃ N ₄
7	17,6	2,55	2,55	210	100	SiC
8	17,9	2,51	2,51	110	63	β -Si ₃ N ₄
9	20,5	2,20	2,18	111	35	β -Si ₃ N ₄
10	20,75	2,18	2,18	111	35	α -Si ₃ N ₄
11	21,56	2,10	2,08	301	55	Si
12	23,63	1,92	1,91	220	100	β -Si ₃ N ₄
13	24,88	1,83	1,82	310	20	Si
14	28,8	1,60	1,59	221	20	β -Si ₃ N ₄
15	30,62	1,51	1,51	320	35	Si

На основании данных таблиц 1, 2, 3, по фазовому составу разных участков исследуемого материала можно выделить четыре основные фазы Si, α - и β - Si_3N_4 , SiC, которые неравномерно распределены по материалу. Из таблиц также видно, что на внутренней поверхности, в основном, преобладает фаза кремния и фаза α - и β -нитрида кремния, а на внешней поверхности (табл. 2) преобладает карбид кремния. Такое распределение фаз говорит о том, что вновь образованная структура имеет неоднородный характер.

Таблица 2

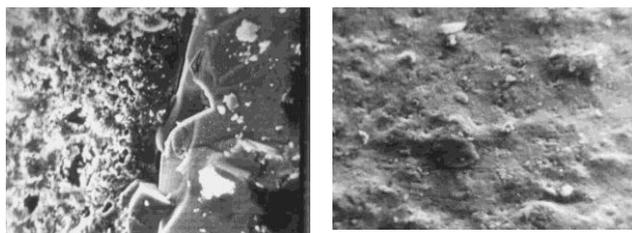
ФАЗОВЫЙ СОСТАВ ВНЕШНЕЙ ПОВЕРХНОСТИ ИЗДЕЛИЯ

Номер	θ , град	d/n	d/n таб.	hkl	I	Фаза
1	14,18	3,14	3,12	111	100	Si
2	15,37	2,90	2,89	201	85	α - Si_3N_4
3	16,75	2,67	2,66	101	100	β - Si_3N_4
4	17,25	2,60	2,59	102	75	α - Si_3N_4
5	19,81	2,52	2,62	201	50	SiC
6	18,0	2,50	2,51	004	100	SiC
7	19,5	2,30	2,32	211	60	α - Si_3N_4
8	20,68	2,18	2,18	201	35	β - Si_3N_4
9	21,75	2,08	2,17	103	20	SiC
10	23,62	1,92	1,91	220	100	Si
11	26,13	1,75	1,75	301	70	β - Si_3N_4
12	28,94	1,64	1,63	311	63	α - Si_3N_4
13	30,0	1,59	1,59	222	35	SiC
14	30,62	1,54	1,54	110	63	β - Si_3N_4
15	31,25	1,32	1,31	201	50	SiC



A

D



B

E



C

F

Рис. 3. Фрагменты структуры стенки тигля, полученного после термообработки в аргоне:

A — край излома наружной поверхности;
 B — часть излома, прилегающая к наружной поверхности;
 C — край излома внутренней стенки;

D — наружная поверхность;
 E — внутренняя поверхность;
 F — часть капли кремния на внутренней поверхности

Фазовые превращения формируют в итоге градиентную структуру в направлении от наружной поверхности к внутренней. Распределение фаз в наружном и внутреннем слоях представлено на рис. 2. Из рисунка видно, что количество α -карбида кремния на наружном слое в 4.5 раза больше, чем во внутреннем. Это вполне объясняется диффузией углерода с графитовых нагревателей на прилегающую поверхность изделия. Процесс карбидизации обусловлен тем, что в ходе взаимодействия нитрида кремния со свободным углеродом образуется карбид кремния и выделяется азот. Место ушедшего из структуры нитрида кремния азота занимает углерод, при этом образующийся карбид наследует гексагональную решетку нитрида кремния. Карбид α -SiC представляет собой стабильное высокотемпературное соединение, которое обычно образуется в результате реакции при температурах выше 2270K [2]. Получаемый карбид имеет высокую твердость, термическую и коррозионную стойкость. Следовательно, данные условия высокотемпературной выдержки тиглей из нитридкремниевой керамики могут способствовать улучшению их важнейших эксплуатационных характеристик при условии выявления кинетики карбидизации и оптимизации высокотемпературных режимов. Высокая пористость стенок тигля (17%) способствует образованию незначительного количества карбидной фазы и на внутренней поверхности. Около 5% поверхности внутренней части стенки покрыто каплями кремния, имеющими текстуру типа $\{111\} \langle 111 \rangle$, кроме того, много кремниевых частиц размером более 50 мкм.

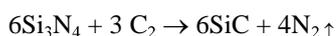
Таблица 3

ФАЗОВЫЙ СОСТАВ ПОВЕРХНОСТИ КАПЛИ

Номер	θ , град	d/n	d/n таб.	hkl	I	Фаза
1	13,25	3,36	3,37	200	30	α - Si_3N_4
2	24,69	1,88	1,91	220	100	Si
3	25,81	1,77	1,77	311	25	α - Si_3N_4
4	28,69	1,60	1,63	311	63	Si
5	63,59	1,48	1,50	320	35	β - Si_3N_4
6	34,88	1,33	1,35	400	20	Si
7	38,63	1,23	1,24	331	35	Si

Объемная доля α - и β -нитридов кремния в приповерхностных слоях стенки составляет около 50%, в то время как в средней части стенки — 70%. Это свидетельствует о высокой интенсивности фазовых превращений, происходящих при высокой температуре. Интересно отметить, что соотношение α - и β -нитридных фаз изменяется в направлении от наружной к внутренней поверхности стенки от 3/2 до 1/3. Согласно [2], α -модификация нитрида кремния при спекании проходит нестабильное состояние и превращается в β -фазу, что считается весьма полезным явлением, способствующим повышению прочностных характеристик материала в целом. Очевидно, в данном случае произошла активизация и

дестабилизация α -нитрида кремния. Содержание кремния на внутренней поверхности в четыре раза больше, чем на внешней поверхности. Это связано с тем, что на внутренней поверхности образца происходит выплавление кремния. Выплавившиеся капли текстурированы по плоскостям {110}, т.е. все плоскости этих кристалликов одинаково ориентированы. Текстурированность капель также можно наблюдать в оптическом микроскопе при небольшом увеличении ($\times 100$). На внешней поверхности дифракционные максимумы принадлежат свободному кремнию и его содержание составляет примерно 20%. Содержание карбида кремния в два раза выше на внешней поверхности по сравнению с внутренней. Это обусловлено тем, что в ходе реакции



происходит карбидизация внешней поверхности тигля, т.е. место ушедшего азота из структуры нитрида кремния занимает углерод. Карбид кремния, образовавшийся случайным образом, не изменяет решетку нитрида кремния и сам становится гексагональным.

Проведенные исследования показывают, что при выращивании монокремния в тиглях из нитрида кремния возможно получение почти свободного от примесей углерода и кислорода кремния. Это позволяет получать кремний высокого качества и, следовательно, более дорогого.

Вместе с этим следует отметить, что тигли из нитрида кремния можно использовать для выращивания многократно, что снижает себестоимость готовой продукции.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Викулин В.В., Лебедева Л.И., Кост А.А. Влияние термодинамических и диффузионных процессов при спекании на структуру и свойства уплотненного реакционно-связанного нитрида кремния // Огнеупоры. 1989. №11. С.11-13.
2. Янагина Х. Тонкая техническая керамика М.: 1986. 320.

УДК 621.9101

**Д.Т. ХОДЖИБЕРГЕНОВ
В.Н. ПЕЧЕРСКИЙ**

Исследование влияния режимов резания при многолезвийной ротационной обработке на качество обработанной поверхности

Применяемые методы механической обработки работают по принципу скольжения между его режущей частью, сбегавшей стружкой и обработанной поверхностью. Скорость относительного скольжения в значительной мере определяет как энергетические затраты на осуществление процесса, так и качество обработанной поверхности. Вместе с тем уменьшение скорости относительного скольжения в контактных зонах инструмента с обрабатываемым материалом может быть достигнуто заменой скольжения при их взаимодействии на качение, которое реализуется при ротационной обработке.

Ротационная обработка позволяет весьма заметно повысить качество обработанной поверхности, так как стойкость инструмента выше в сравнении с традиционными способами лезвийной обработки, что благоприятно сказывается на его размерной стойкости. Это обстоятельство увеличивает точность геометрической формы, особенно при обработке деталей большой протяженности. Низкая температура в зоне резания (ниже на 300-400 °С в сравнении с другими способами лезвийной обработки) при высокой стойкости позволяет в 3-4 раза увеличить скорость обработки, благодаря чему шероховатость обработанной поверхности существенно понижается при сохранении высокой производительности [1-3].

Справедливость изложенного была доказана исследованиями, проведенными при обработке конструкционной стали в исходном и термообработанном (до HRC 40-42) состоянии. Резание производилось многолезвийными ротационными инструментами из быстрорежущей

стали Р9К5 на станке 1К62. Диаметр инструмента 60 мм; количество лезвий 4. В исследованиях определялись показатели качества обработанной поверхности, шероховатость.

На рис. 1 приводится зависимость шероховатости обработанной поверхности от угла установки (β_y). Условия резания при этом указаны.

Отчетливо проявляется минимум в этой зависимости, соответствующий значению $\beta_y = 20^\circ$. Для объяснения этого обстоятельства обратимся к процессу образования плоскости сдвига при резании. Последнее было установлено экспериментально.

Особо следует отметить, что измерения не требуют применения метода «корня стружки», так как, в отличие от традиционного резания, плоскость сдвига в нашем случае реально существует. Специфика процесса резания по исследуемому способу такова, что плоскость сдвига, опережая режущую кромку, практически не контактирует с ней. Наличие реальной плоскости сдвига объясняется совпадением направления схода стружки V_{cmp} с результирующей скоростью режущей кромки V_p и заменой трения скольжения на трение качения на контактных поверхностях. При значениях β_y , близких к 20° , для принятых режимов резания значение угла $\beta_1 = 45^\circ$, что означает получение схемы «чистого сдвига».

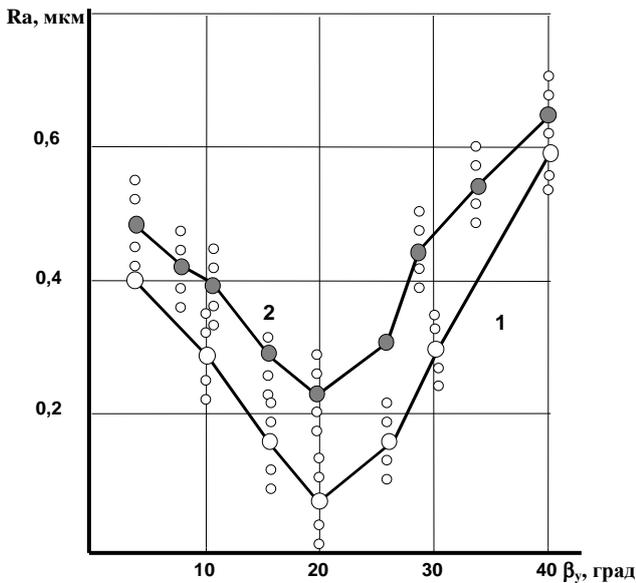


Рис. 1. Влияние угла установки β_y на шероховатость обработанной поверхности.

Обрабатываемый материал — сталь 45.

Режимы резания: 1. $V = 1,5$ м/с; $S = 0,07$ мм/об; $t = 0,5$ мм, 2. $V = 0,7$ м/сек; $t = 0,5$ мм; $S = 0,11$ мм/об.

При малых значениях $\beta_y < 5^\circ$ и больших $\beta_y > 45^\circ$ образование стружки аналогично резанию по традиционным схемам. В этих же диапазонах наблюдается резкое увеличение сил резания P_x — в 5 раз и P_z — в 35 раз с силами при $\beta_y = 5 \div 40^\circ$, минимум сил резания наблюдается в окрестностях значения $\beta_y = 20^\circ$.

Если рассматривать положение минимума значений сил резания, шероховатости значения $\beta_1 = 45^\circ$ во всем диапазоне варьирования V, S , они, как правило, соответствуют β_y . Это значение лежит в пределах $18^\circ < \beta_y < 30^\circ$.

На рис. 2 приводится зависимость шероховатости от скорости резания и подачи, из которой следует, что среднесафметическая высота неровностей в большей степени зависит от величины подачи, а скорость резания заметно влияет до значения 0,7 м/с (40 м/мин), после которого интенсивность уменьшения R_a по мере увеличения V резко снижается, что позволяет определить эту величину для практики как нижний предел скорости. Снижение качества при малых значениях скорости связано с увеличением сил

резания и условий стружкообразования. Назначение же верхнего предела скорости следует связывать со значением развивающейся температуры в зоне резания. Значение подачи определяет требование чертежа детали, т.е. по требуемой величине R_a .

Анализ результатов (рис. 1 и 2) показывает, что в целом, по аналогии с однолезвийным резанием, шероховатость обработанной поверхности уменьшается с увеличением скорости и уменьшением подачи, но при этом:

- уровень достигнутых показателей R_a значительно превосходит таковые по сравнению с традиционным резанием (рис. 1.);

- весьма заметна роль угла установки инструмента β_y (угол поворота оси резца в вертикальной плоскости) в формировании рельефа обработанной поверхности;

- изменение скорости подачи S влияет на положение минимума по оси абсцисс. Интервал изменения имеет координаты 15...30°. Уменьшению подачи соответствует сдвиг минимума R_a в сторону больших значений β_y .

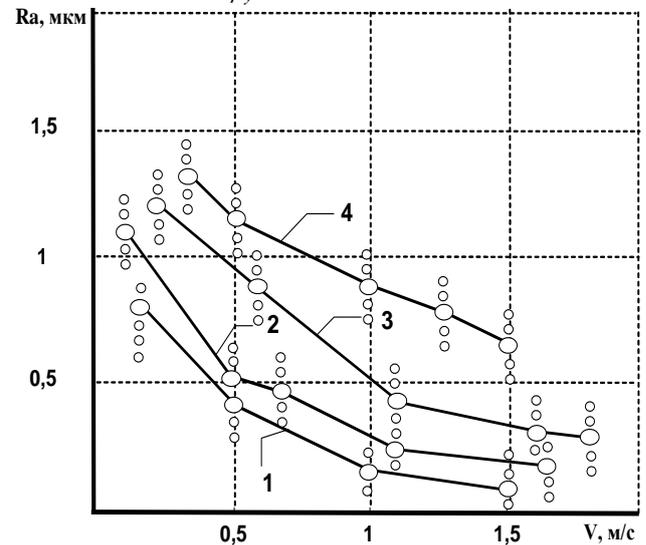


Рис. 2. Влияние скорости резания на шероховатость при различных подачах для стали 45 в исходном (2, 3, 4) и термообработанном (1) HRC 40 — состоянии, при $\beta_y = 20^\circ$.

Режимы резания: 1, 2 — $S = 0,1$ мм/об; 3 — $S = 0,4$ мм/об; 4 — $S = 0,7$ мм/об;

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Одинцов П.Г. Упрочнение и отделка деталей поверхностным пластическим деформированием: Справочник. М.: Машиностроение, 1987. 327 с.
2. Бабук Л.В., Федорцев В.А. Оценка виброустойчивости комбинированного ротационного инструмента в процессе обработки валов // Машиностроение. 1995. №10. С. 16-17.
3. Бобров Ф.В., Иерусалимский Д.Е. Работа деформации и трения на передней поверхности при резании инструментами, режущая кромка которых перемещается вдоль самой себя // Известия вузов. Машиностроение. 1968. №2. С. 153-156.

УДК 621.7÷669.14

А.З. ИСАГУЛОВ
В.Ю. КУЛИКОВ
И.В. ЛИ

Повышение качества стали и чугуна при использовании внепечного легирования и раскисления

Известно, что в мировой практике применение внепечного легирования и раскисления является необходимым элементом технологии производства металлопродукции, удовлетворяющим требования потребителя для самых разнообразных условий изготовления и службы изделий из этой металлопродукции.

В частности, применение внепечного легирования и раскисления позволяет получать равномерный состав как химический, так и фазовый. При этом происходит дополнительная очистка стали от растворенных газов, неметаллических примесей. В металлургии и литейном производстве широкое применение раскисления и легирования в ковше представляется актуальной задачей, решение которой обеспечит получение качественной и экономически выгодной, а значит, и конкурентоспособной продукции.

Раскисление стали в печи требует больших затрат ферросплавов, чем удаление кислорода в ковше. Введение легирующих элементов в печь требует повышенного расхода вследствие повышенного угара, а также из-за продолжительности времени между введением ферросплавов и выпуском стали из печи. На растворение ферросплавов в ковше влияют их дисперсность и температура металла в ковше, которые необходимо оптимизировать в каждом конкретном случае.

Например, введение в ковш во время выпуска металла дозированных добавок феррованадия и ферромolibдена фракцией 10...20 мм в 1 т ковше позволяет полностью им раствориться в металле и получить требуемый химический состав стали 35ХМФЛ по этим элементам. Увеличение фракции этих ферросплавов увеличивает химическую ликвацию в отливке, значительное измельчение приводит к повышенному угару, а следовательно, и расходу легирующих добавок.

Следует учитывать и тот факт, что помимо газов, содержащихся в металле, определенная их часть вносится в форму в процессе заливки. Это происходит из-за дискретности струи металла. Следовательно, газосодержание в отливке будет тем больше, чем выше струя истечения и площадь струи металла, а также зависит, как известно, от времени и температуры заливки. С понижением температуры заливаемого металла дискретность струи увеличивается и тем самым в форму вносится большее содержание газов из атмосферы. Возьмем истинную плотность металла, соответствующую предельному состоянию, и тогда количество вносимых с металлом газов в форму будет

$$\tilde{A} = \hat{E} \cdot \int_0^t \left[\int_0^{\rho_s} h_{\tilde{\omega}} \cdot F_{\tilde{\omega}} \cdot d\rho - \int_0^F \rho_{i \tilde{\omega}} \cdot h_{\tilde{\omega}} \cdot dF_{i \tilde{\omega}} \right] \cdot dt,$$

где K — температурный коэффициент,
 F_{cm} — полная площадь сечения струи,
 h — высота струи;
 $\rho_{мет}$ — плотность металла.

Очевидно, что в реальных условиях надо учитывать не истинную, а кажущуюся плотность металла. Однако количество газов, вносимых

металлом, контролируется с помощью раскислителей, в то время как газы, захватываемые из атмосферы струей во время заливки, учитывать сложнее.

В связи с этим, для получения металла безгазовых включений по всему телу отливки возникает необходимость некоторого введения раскислителей в форму.

Для проведения исследований по внепечному раскислению использовался ферромарганец марки ФМ75 и ферросилиций ФС75.

Исследования по зависимости повышения содержания компонента от его фракции показали, что наиболее оптимальной фракцией для внепечного легирования и раскисления стали 80ГСЛ кремнием является ~1-2 мм (рис. 1), т.к. меньший размер вызывает повышенный угар, а значительное увеличение фракции вводимых ферросплавов не позволяет им полностью раствориться в ковше.

Несколько иная картина наблюдается у марганца (рис. 2). Особенно плохо растворяется марганец крупных фракций. Заметный скачок для стали 80ГСЛ наблюдался при переходе от фракции 1 мм к фракции 2 мм.

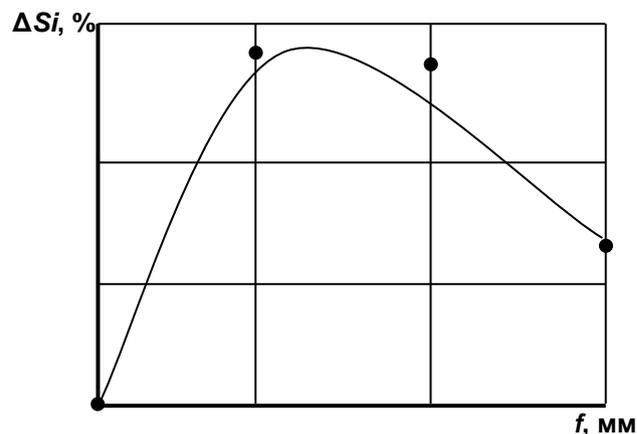


Рис. 1. Зависимость повышения содержания кремния от фракции вводимых в ковш ферросплавов

Температура металла — 1560°C, объем металла, в который вводилась навеска 400 г ферросплавов различных фракций, — 750 кг. Ферросплавы вводились на дно ковша. Вместе с тем более целесообразным способом введения этих ферросплавов является введение в струю металла, истекающую из печи.

Таким образом, легирование и раскисление в ковше позволяет значительно снизить расход ферросплавов, получать качественный металл с равномерной структурой и средним химическим составом по всему сечению отливки, а также с высокими механическими свойствами, соответствующий требованиям потребителей для разнообразных условий изготовления и эксплуатируемых в различных условиях.

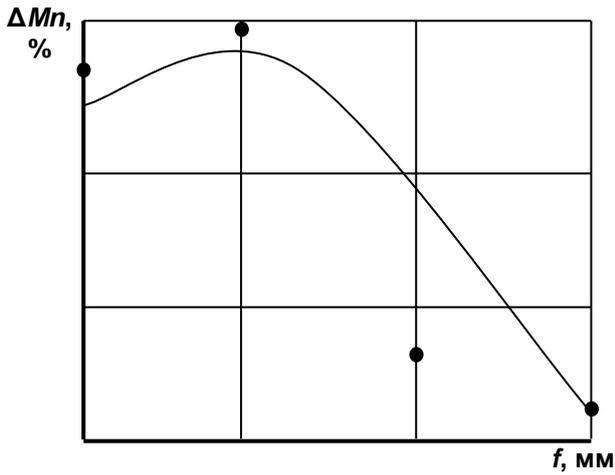


Рис. 2. Зависимость повышения содержания марганца от фракции вводимых в ковш ферросплавов

Введение в ковш ферросилиция ФС-60 показало, что рациональнее его вводить в ковш, тогда как при введении на желоб летки угар кремния значительнее, что свидетельствует о неполном растворении кремния большей фракции (таблица). В то же время высокодисперсные ферросплавы (менее 0,3 мм) имеют

большой процент угара. В данном случае целесообразнее применять ферросилиций фракции 0,5...1 см и вводить их на дно ковша. При этом будет происходить наиболее полное растворение кремния в чугуне.

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ

Вес вводимых ферросплавов	Способ введения ферросплава в ковш	$\Delta Si, \%$	Примечание
0,7 кг	На желоб летки	-0,31	Масса металла — 250 кг.
1,0 кг		-0,16	
0,7 кг	В ковш	-0,14	Фракция — 1...3 см.
1,0 кг		-0,02	

Использование внепечного легирования и раскисления жидкого металла представляется одной из наиболее актуальных задач, решение которой не только позволит обеспечить потребителя качественной продукцией, но и положительно скажется на экономике машиностроения.

УДК 621.771.014

А.Б. НАЙЗАБЕКОВ

В.В. ИСАЕНКО

А.А. КУЛЖАБАЕВА

Устройство для деформирования со сдвигом заготовок квадратного и прямоугольного сечения

В технологии машиностроения на стадии получения заготовок прямоугольного и квадратного сечения, пластин и т.д. возрастает доля процессов обработки металлов давлением (ОМД). Применение новых способов ОМД, инструментов и устройств обеспечивает высокое качество металла, существенно снижает его расход и повышает производительность труда.

Комплексный анализ развития кузнечного инструмента позволяет сделать вывод о нескольких путях развития конструкции [1]. Первый путь — это совершенствование геометрии рабочей поверхности кузнечного инструмента с целью уменьшения влияния сил контактного трения на процесс течения металла.

Второе направление — это создание устройств, уменьшающих неравномерность напряженно-деформированного состояния путем приближения к схеме неравномерного всестороннего сжатия и развития в этих условиях механизма сдвиговой деформации.

Третий путь — это придание одной из деформирующих поверхностей дополнительного перемещения в направлении, перпендикулярном усилию деформирования.

Каждое из этих направлений имеет свои преимущества и недостатки. Так, инструменты первой

группы снижают влияние сил контактного трения, улучшают условия деформирования приконтактных объемов, но для качественной проработки литой структуры все же требуется значительное формоизменение исходной заготовки, а значит, такие процессы являются высокоэнергетическими.

Инструменты второго направления уменьшают неравномерность напряжений в объеме деформируемой заготовки, но представляют из себя сложные многозвенные конструкции, работоспособность которых низка в условиях кузнечно-прессового цеха.

Устройства третьего пути развития ставят перед собой целью уменьшение величины обжатия за счет развития знакопеременной деформации путем придания, как указывалось выше, одной из поверхностей инструмента поперечного перемещения. Это позволяет интенсифицировать сдвиг в объеме деформируемой заготовки, но за счет изменения кинематики приложения усилия сдвиг локализуется в узкой области, соединяющей места концентрации напряжений, а именно кромки прилегания свободной поверхности к деформирующим плоскостям.

Исходя из вышеизложенного, оптимальным решением было бы объединение положительных

сторон второго и третьего направлений с наиболее возможной степенью уменьшения недостатков, то есть упрощение конструкции инструмента, реализующего всестороннее обжатие, с развитием механизма сдвиговой деформации, допустим, не смещением, а поворотом деформирующих плоскостей с одновременным обжатием заготовки, переводящим ее из упругого состояния в пластическое.

Рассмотрим конструктивную схему устройства [2], где кузнечный боек для протяжки со сдвигом включает: корпус, выполненный в виде рамы с квадратным окном, а также основной и три вспомогательных бойка, которые имеют в поперечном сечении форму четырехугольника, два противоположных угла которого равны 90° , острый угол — 45° , а тупой — 135° . Основной боек имеет прямоугольный, выполненный как одно целое выступ, входящий в окно штока, к которому прикладывается усилие прессы.

Недостатком этого инструмента является сложность конструкции, так как в процессе деформирования задействованы несколько подвижных элементов, а при осадке происходит значительное изменение размера исходного поперечного сечения образца. Кроме того, инструменты создают неравномерную схему напряженно-деформированного состояния, что приводит к концентрации напряжения в местах сопряжения свободной поверхности и поверхности, прилегающей к инструменту. Сочетание таких условий с наложением бокового перемещения одной из плит локализует деформацию в узкой области соответствующей диагонали, соединяющей противоположные стороны свободных поверхностей.

В устройстве, предлагаемом авторами [3], заготовка устанавливается между плоским бойком и подвижным клиновидным бойком, который под действием усилия прессы, передаваемого через верхний боек и ролик, перемещается по направляющей.

Недостатком данного устройства является сложность конструкции: при деформировании образца участвуют несколько механизмов, также сдвиговая деформация наиболее ярко выражена на диагоналях заготовки.

При деформировании металла на традиционных инструментах локализация деформации происходит по ковочному кресту, а при приложении дополнительного усилия для реализации сдвиговой деформации в объеме деформируемого металла происходит изменение схемы деформации. Сдвиговая деформация интенсифицируется в осевой зоне заготовок и вблизи контакта заготовки с инструментом.

Для обеспечения всестороннего сжатия деформируемая заготовка ограничивается на свободных поверхностях дополнительными деформирующими элементами, имеющими возможность вращения или поворота в горизонтальной плоскости. Например, путем придания их опорной поверхности цилиндрической формы с опорой на аналогичную цилиндрическую же поверхность. Для снижения сил контактного трения

предлагается между этими поверхностями разместить роликоопоры, заменив трение скольжения трением качения. Схема устройства для деформирования представлена на рисунке.

Устройство состоит из сегментов 1 с цилиндрическими опорными поверхностями, которые расположены параллельно друг другу, клиновидных бойков 2 с равными углами наклона ($\alpha = \gamma = \alpha' = \gamma'$), сменных вставок 3, направляющих плит 4 с одинаковым углом направляющих плоскостей и роликовых линейных подшипников 5. Заготовка 6 находится в замкнутой полости, ограниченной рабочими поверхностями клиновидного бойка 2 и цилиндрических сегментов 1.

С целью интенсификации развития сдвиговой деформации и равномерного ее распределения по объему деформируемой заготовки торцевые поверхности заготовки перекрываются подвижными элементами. Подвижные элементы представляют цилиндрические сегменты, контактирующие плоской поверхностью с заготовкой и опирающиеся цилиндрическими поверхностями на ложементы цилиндрической же формы, и в процессе деформирования поворот заготовки осуществляется симметрично относительно вертикальной продольной оси устройства.

За счет кинематической связи между отдельными элементами устройства обеспечивается замкнутая силовая схема, которая создает условия синхронного перемещения всех подвижных элементов. Благодаря созданной замкнутой схеме обеспечивается равномерность приложения нагрузки, сдвигающей заготовку по всей площади торцевых поверхностей. Именно такая кинематическая и силовая схемы обеспечивают равномерное распределение сдвиговых деформаций в деформируемом объеме. Сила P , приложенная на заготовку, передается через угловые точки в виде $P_1 = P$ и создает пару сил с моментом $P \cdot h$, которые способствуют повороту сегмента по цилиндрическим поверхностям ложемента, а сила P_2 , возникающая при перемещении клиновидных бойков по наклонной поверхности, производит обжатие заготовки. При повороте цилиндрических сегментов прямоугольная форма заготовки принимает форму параллелограмма, то есть происходит сдвиг по поперечному сечению. Использование роликоопор на соприкасающихся поверхностях позволяет пренебрегать силами трения, которые намного меньше усилий деформирования.

Такую схему равномерного развития сдвиговой деформации обеспечивают только цилиндрические опорные поверхности, создающие возможность синхронного поворота контактных поверхностей инструмента и подвижные клиновидные бойки с одинаковыми направлениями равных углов наклонных плоскостей (рисунок б). При встречном перемещении параллельных поверхностей относительно вертикальной продольной оси симметрии цилиндрических сегментов деформируемая заготовка поворачивается симметрично относительно вертикальной продольной оси устройства на меньший угол, что в значительной мере снижает энергетические затраты на преодоление

сил контактного трения в подвижных контактирующих элементах инструмента.

Наличие наклонного участка при деформировании обеспечит сдвиговую деформацию по всему объему деформируемой заготовки. За счет создания схемы простого сдвига в новом устройстве усилие снижается по сравнению с предлагаемыми способами

деформирования. Угол наклона выбирается $5 \div 10^\circ$ для того, чтобы на первоначальном этапе перевести заготовку из упругого в пластическое состояние и постоянно поддерживать высокое гидростатическое давление и обеспечить естественный уход металла из затрудненной зоны деформации.

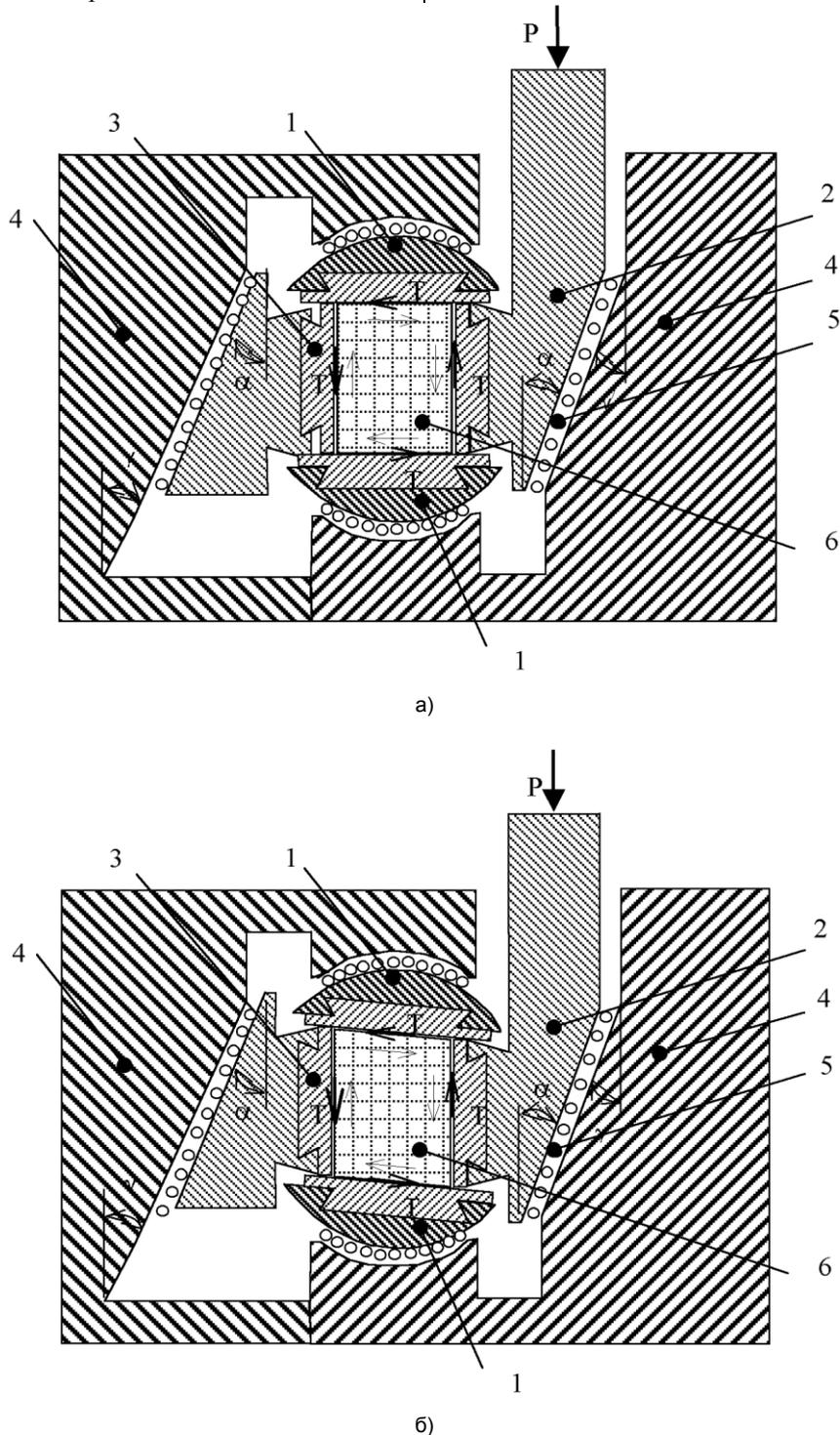


Схема нового устройства для деформирования заготовок:
 а) устройство и заготовка в исходном положении; б) устройство и заготовка в процессе деформирования;
 1 — сегменты с цилиндрическими опорными поверхностями; 2 — клиновидные бойки; 3 — сменные вставки;
 4 — направляющие плиты; 5 — роликоопоры; 6 — заготовка

Усилие прессы прилагается на клиновидные бойки 2, которые, двигаясь по наклонной поверхности плиты 4, передают движение сегментам 1. Деформация за-

готовки 6 на предлагаемой установке осуществляется при комбинированном приложении внешней нагрузки: под действием нормальной силы P и

касательной T по всем четырем поверхностям. При приложении внешней нагрузки P с воздействием сегментов заготовка 5 поворачивается симметрично относительно вертикальной продольной оси устройства и реализуется сдвиговая деформация по всему объему заготовки, за счет чего происходит четырехстороннее течение деформируемого металла относительно контактных поверхностей наклонных бойков и сегментов (рисунок). Во избежание среза на торцевой поверхности бойков, в случае протяжки заготовки, инструмент имеет заходный участок с контактной поверхностью, угол наклона которой равен или меньше угла трения.

Работоспособность инструмента проверили на компьютерной модели, созданной в режиме 3d-графики с помощью пакета программ КОМПАС 3d.

Также в лабораторных условиях был смоделирован деревянный макет устройства. Были продеформированы пластилиновые образцы, на поверхности которых были нанесены координатные сетки. После деформирования искажение координатных сеток показало, что в рассматриваемом устройстве реализуется схема простого сдвига по всему поперечному сечению, что в дальнейшем может благоприятно повлиять на проработку внутренних несплошных деформируемой стальной заготовки одинаково по всему сечению металла.

Применение устройства для деформирования со сдвигом может обеспечить качественную проработку металла за счет равномерного распределения интенсификации сдвиговой деформации с минимальным изменением исходного размера и энергетических затрат.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Петров В.А., Котелкин А.В., Найзабеков А.Б., Исаенко В.В. Развитие процессовковки металлов и сплавов в СССР // Черная металлургия: Бюл. Ин-та научно-технической информ. (ин-т «Черметинформация»). 1985. Вып. 10 (990). С. 12-26.
2. Экспресс-информация. Пути совершенствования кузнечных бойков и устройств для обработки металлов давлением. Фрунзе, 1978. №8. 31 с.
3. Контактное трение в процессах обработки металлов давлением / А.Н. Леванов и др. М.: Металлургия, 1976. 416 с.

УДК 669.168+553.32

А.С. БАЙСАНОВ
М.Ж. ТОЛЫМБЕКОВ
С.О. БАЙСАНОВ
Т.Д. ТАКЕНОВ

Исследование обогатимости железомарганцевой руды Жайремского ГОКа

Казахстан, располагая значительными запасами марганцевых руд, не выплавлял марганцевые ферросплавы. Становление и развитие марганцевой отрасли ферросплавного производства в последнее десятилетие связано с двумя предприятиями, выплавляющими силикомарганец, — это Аксуский завод ферросплавов и Темиртауский химико-металлургический завод (ТОО «ТХМЗ»). Суммарный объем выплавляемого этими заводами силикомарганца достигает 160 тыс. т (Аксуский завод ферросплавов — 110 тыс. т в год и Темиртауский химико-металлургический завод — 50 тыс. т в год) [1]. Разрабатываются 4 месторождения (Ушкатын III, Восточный Камыс, Тур, Богач) и действуют Жайремский горно-обогатительный комбинат и Жездинская обогатительная фабрика [2].

Спрос на сплавы марганца, выплавляемые из казахстанских низкофосфористых концентратов, возрастает, наращиваются объемы добычи марганцевых руд. За последние двенадцать лет наблюдается подъем уровня погашения запасов (рост объема добычи) с 330 тыс. т в 1991 г. до 2930,0 тыс. т в 2003 г., т.е. добыча марганцевых руд горно-добывающей отраслью Казахстана увеличилась в 8,5 раз [3].

В настоящее время добываются и перерабатываются преимущественно окисленные марганцевые руды с содержанием железа менее 5 %, которые залегают в верхних частях месторождений и не требуют больших затрат на обогащение и

разработку. Доля таких руд составляет около 4 % от общих разведанных запасов.

Тенденция ухудшения качества марганцевой руды ставит вопрос об обеспечении марганцевым сырьем ферросплавных заводов Казахстана. Несмотря на огромные запасы марганецсодержащего сырья, они в большинстве не пригодны для получения стандартных марок марганцевых ферросплавов, так как относятся в основном к железомарганцевым и труднообогатимым первичным рудам с высоким содержанием железа.

В общем запасе марганецсодержащих руд доля железомарганцевых составляет 70 %, остальные 30 % представлены окисленными и первичными марганцевыми рудами. При этом обеспеченность разведанными запасами высококачественной окисленной марганцевой руды (на которые приходится всего 0,2 % всех запасов марганца) с учетом некоторого увеличения объемов ежегодной добычи составляет не более 10 лет.

С целью изучения возможности обогащения железомарганцевых руд были проведены лабораторные опыты по селективному восстановлению оксидов железа до металлического состояния с последующим его удалением при помощи магнитной сепарации. При этом изучалась возможность получения кондиционного марганцевого и частично металлизированного железорудного концентратов из железомарганцевых руд по обжигмагнитной схеме обогащения с решением следующих задач:

- определение оптимального расхода восстановителя при температуре 1000 °С;
- определение зависимости распределения марганца и железа в магнитных фракциях от силы магнитного поля.

Исследования по селективному восстановлению железа из его оксидов проводились с железомарганцевой рудой, отбракованной из-за высокого содержания железа, так как для выплавки высокопроцентного ферромарганца и силикомарганца отношение марганца к железу в марганцевых рудах должно быть, соответственно, не ниже 8 и 6 [4]. Для выплавки марганцевых ферросплавов из этих руд требуется их предварительная подготовка: получение концентрата и удаление из него железа — при их непосредственной плавке происходит полный переход железа в ферросплавы, что приводит к разубоживанию по марганцу.

Химический состав использованной в эксперименте марганцевой руды характеризовался следующими данными (в масс. %) %: 13,2 Mn; 22,15 Fe; 12,5 SiO₂; 11,8 CaO; 0,02 S; 0,09 P. Количество марганцевой руды во всех пробах оставалось постоянным и составляло 100 г. Крупность обжигаемой руды 0-3 мм.

Количество восстановителя составляло 1,0; 1,25; 1,5 по стехиометрии для восстановления марганца и железа (11; 13,75; 16,5 % по массе). Подаваемое количество восстановителя обеспечивало создание восстановительной атмосферы в тигле, достаточной для восстановления железа до металлического состояния. В качестве восстановителя использовался шубаркольский уголь крупностью 0-3 мм. Технический и химический состав применяемого восстановителя приведен в табл. 1.

Восстановительный обжиг железомарганцевой руды осуществлялся в муфельной печи при температуре 1000 °С, из-за погрешности измерения температуры (достигающей 50 °С) реальный интервал температур мог составлять 950-1050 °С. Данный температурный интервал был выбран по предыдущим работам [3], согласно которым повышение температуры обжига свыше 1050 °С приводит к частичному расплавлению руды и ухудшению условий восстановления. Понижение температуры обжига ниже 950 °С нецелесообразно, так как приводит к уменьшению скорости восстановления и увеличению времени обжига.

Осуществление обжига при температуре 1000 °С позволяет частично восстановить железо до металлического состояния, а также осуществить первую стадию сепарации при более низкой напряженности магнитного поля (так как магнитная восприимчивость металлического железа примерно в

2,5 раза выше магнетита, что позволяет осуществлять более тонкое разделение железа и марганца). Получаемая сильномагнитная фракция полностью состоит из металлического железа, магнетита (Fe₃O₄) и закиси железа (FeO) с незначительным содержанием марганца и пустой породы, что обеспечивает высокое содержание железа в железосодержащем концентрате до 53,12-70,33 % и позволяет использовать его в качестве металлического лома при сталеплавильном переделе.

Магнитная сепарация проводилась в две стадии. Задачей первой стадии было определение возможности выделения марганецсодержащей составляющей обожженной железомарганцевой руды в отдельную фазу. Магнитную сепарацию осуществляли на магнитном сепараторе Т-138, предназначенном для сухой сепарации слабомагнитных руд. Для выделения сильномагнитной фракции магнитную сепарацию проводили при напряженности магнитного поля, равной 100-300 эрстед. Для отделения среднемагнитной фракции напряженность магнитного поля составляла 600-700 эрстед. Предполагалось, что в магнитную фракцию должны перейти сильномагнитные железосодержащие соединения, такие как металлическое железо, магнетит, мартит и яacobсит. В среднемагнитные и слабомагнитные фракции переходят немагнитные марганцевые минералы и пустая порода. Результаты металлизирующего обжига и первой стадии магнитной сепарации представлены в табл. 2 и 3.

Задачей второй стадии магнитной сепарации было определение возможности получения марганцевого концентрата, пригодного для выплавки стандартных марок марганцевых ферросплавов из слабомагнитной фракции с низким содержанием железа. Истиранию и магнитной сепарации также была подвергнута среднемагнитная фракция, с целью выделения железорудного концентрата и доизвлечения марганца в суммарный марганцевый концентрат. Для выделения железорудного концентрата повторную магнитную сепарацию истертой среднемагнитной фракции проводили при напряженности магнитного поля, равной 600-700 эрстед, в результате получен железорудный и железомарганцевый концентрат. Для отделения пустой породы от немагнитной фракции проводили магнитную сепарацию при напряженности магнитного поля, равной 1400 и 2800 эрстед, в результате чего был получен марганцевый концентрат 1 и 2 (табл. 4). Выход и химический состав суммарного марганцевого концентрата рассчитывался путем сложения показателей железомарганцевого и марганцевых концентратов. Результаты второй стадии магнитной сепарации представлены в табл. 4.

Таблица 1

ХАРАКТЕРИСТИКА ШУБАРКОЛЬСКОГО УГЛЯ

Технический анализ, %	W _t ^r		A ^d		V ^{daf}		S _t ^d		Q, кал/кг		
	4,8		9,85		36,0		0,5		7623		
Элементарный состав	H ^o			N ^o			S ^o			O ^o _{разн.}	
	5,48			1,55			0,6			14,22	
Химический состав золы	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	P ₂ O ₅	K ₂ O	Na ₂ O		
	56,97	21,3	7,19	2,79	1,77	3,56	0,46	1,25	1,85		

Выход химических продуктов, %	Смолы			Бензол			Аммиак		
	5,63			1,97			1,22		
Состав газа, %	H ₂ S	CO ₂	C _n O _m	CO	CH ₄	H ₂	O ₂	N ₂	
	1,54	22,43	0,5	14,02	28,32	29,76	0,5	2,91	

Таблица 2

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТОВ ПО МЕТАЛЛИЗИРУЮЩЕМУ ОБЖИГУ И ПО ПЕРВОЙ СТАДИИ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

№№	t, °C	Коэффициент по стехиометрии	Расход угля	Выход сильномагнитной фракции	Выход среднемагнитной фракции	Выход слабомагнитной фракции	Вес пробы после обжига
1	1000	1	11	15,3	39,9	28,5	83,7
2	1000	1,25	13,75	13,9	33	37,4	84,3
3	1000	1,5	16,5	19,1	18,7	48,6	86,4

Таблица 3

ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ МАГНИТНЫХ ФРАКЦИЙ ПЕРВОЙ СТАДИИ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ

№№	Наименование фракции	Содержание, %							
		Fe _{общ}	Mn _{общ}	SiO ₂	CaO	Al ₂ O ₃	Mn/SiO ₂	Mn/Fe	Fe+Mn
1	Сильномагнитная	56,63	5,45	9,26	-	-	0,589	0,096	62,08
	Среднемагнитная	29,38	14,82	16,33	24,91	2,89	0,908	0,504	44,2
	Слабомагнитная	6,2	22,67	18,56	18,42	3,42	1,221	3,656	28,87
	Итого	22,15	13,08	12,5	11,8	-	1,05	0,59	35,23
2	Сильномагнитная	86	3,5	8,43	-	-	0,415	0,041	89,5
	Среднемагнитная	31,71	12,86	16,31	21,38	2,84	0,788	0,406	44,57
	Слабомагнитная	3,7	22,67	19,48	20,72	3,97	1,055	6,07	26,47
	Итого	23,84	13,21	12,5	11,8	-	1,06	0,55	37,05
3	Сильномагнитная	66,76	3,5	8,19	-	-	0,427	0,052	70,26
	Среднемагнитная	33,38	9,59	18,26	20,45	2,89	0,525	0,287	42,97
	Слабомагнитная	1,85	21,84	15,48	-	-	-	11,8	0,71
	Итого	22,15	13,08	12,5	11,8	-	1,05	0,59	35,23

Таблица 4

РЕЗУЛЬТАТЫ ВТОРОЙ СТАДИИ МАГНИТНОЙ СЕПАРАЦИИ И ОБЩИЕ РЕЗУЛЬТАТЫ ОБЖИГМАГНИТНОГО ОБОГАЩЕНИЯ

№№	Наименование концентрата	Выход, %	Содержание, %		Извлечение, %		Mn/Fe	Fe+Mn
			Fe _{общ}	Mn _{общ}	Fe	Mn		
2	Железорудный	57,37	48,2	1,24	87,2	5,532	0,026	49,44
	Железомарганцевый	42,63	9,52	28,5	12,8	94,47	2,99	38,02
	Итого	100	31,71	12,86	100	100	0,41	44,57
	Марганцевый 1	21,69	4,71	31,52	39,2	30,16	6,69	36,23
	Марганцевый 2	35,98	2,45	39,41	35,5	62,55	16,08	41,86
	Хвосты	42,33	4,48	3,9	25,3	7,29	0,87	21,88
	Итого	100	3,8	22,67	100	100	5,94	26,47
	Суммарный марганцевый	35,64	5,75	33,31	8,6	89,86	5,79	41,94
	Суммарный железорудный	32,83	64,2	2,197	88,42	5,46	66,4	0,034
3	Железорудный	60,7	50,32	1,05	91,5	6,65	0,021	51,37
	Железомарганцевый	39,3	7,22	22,78	8,5	93,35	3,16	31,28
	Итого	100	33,38	9,59	100	100	0,29	42,97
	Марганцевый 1	24,6	4,41	38,15	52,48	38,46	8,65	42,56
	Марганцевый 2	28,97	1,42	39,41	19,9	46,78	27,75	40,83
	Хвосты	20,2	1,23	7,75	27,62	14,76	3,15	8,98
	Итого	100	1,85	21,84	100	100	11,8	23,69
	Суммарный марганцевый	26,54	5,17	40,23	6,2	81,66	7,78	45,4
	Суммарный железорудный	34,55	59,41	2,40	92,68	6,35	61,81	0,04

Максимальное суммарное извлечение марганца в проведенных опытах достигло 81,66-89,86 %. Полученный марганцевый концентрат в опыте № 3 отвечает требованиям по соотношению марганца к железу (выше 6). Положительной характеристикой полученных концентратов является то, что они частично восстановлены. Поэтому при ферросплавном переделе потребуется меньше восстановителя в виде кокса, что скажется на понижении себестоимости

получаемых марганцевых ферросплавов. Полученный железорудный концентрат пригоден для получения чугуна в доменных печах. Извлечение железа в металлизированный железорудный концентрат достигает 88,42-92,68 %.

Выводы

Показана принципиальная возможность применения к железомарганцевым рудам металлизующего обжига при температуре 1000 °C и

отмечено, что с увеличением расхода восстановителя растет степень перехода железа в железорудный концентрат (от 88,42 % до 92,68 %) и увеличивается его выход (от 32,83 % до 34,55 %).

Полученная после магнитной сепарации сильномагнитная фракция представляет собой частично металлизированный железорудный концентрат, который по суммарному содержанию железа и марганца пригоден для электросталеплавильного производства. Наилучшие результаты по металлизующему обжигу с точки зрения получения железорудного концентрата (содержание железа 86 % и 64,2 %, соответственно, для железорудного и для частично металлизированного концентрата) достигнуты в опыте с расходом восстановителя 13,75 % по массе к исходной руде.

Вторая стадия магнитной сепарации позволила получить стандартный марганцевый концентрат (40,23

% Mn) в опыте № 3 с расходом восстановителя 16,5 %. В опыте № 2 получен марганцевый концентрат (33,31 % Mn), также пригодный по содержанию марганца для выплавки силикомарганца, но с несколько низким отношением Mn/Fe. Отличительной характеристикой полученных концентратов является высокая природная основность (отношение CaO/SiO₂), равная 1,5-2, что положительно скажется при ферросплавном переделе.

Уменьшение расхода восстановителя ниже 1,25 по стехиометрии для восстановления марганца и железа приводит к недовосстановлению железосодержащих минералов и увеличению содержания FeO, что ухудшает результаты первой серии магнитной сепарации (опыт №1). Повышение расхода восстановителя свыше 1,5 может привести к увеличению массы пустой породы за счет золы восстановителя.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Святов Б.А., Толымбеков М.Ж., Байсанов С.О. Становление и развитие марганцевой отрасли Казахстана. Алматы: Искандер, 2002. 416 с.
2. Курмангалиева Р.Г., Лось В.Л., Назарцев В.А., Фишман И.Л. Сырьевая база черной металлургии Казахстана (железо, марганец, хром). Алматы: Академия минеральных ресурсов РК, 2003. 138 с.
3. Смирнова Е. Форум единомышленников // Промышленность Казахстана. 2004. №10. С. 32-34.
4. Букетов Е.А., Габдуллин Т.Г., Такенов Т.Д. Металлургическая переработка марганцевых руд Центрального Казахстана. Алма-Ата: Наука КазССР, 1979. 184 с.

УДК 537.533.212

В.П. МАКАРОВ
К.Р. КУРБАНОВ

Исследование технологии получения качественного кремния

В настоящее время повышенный интерес к керамике обусловлен тем, что существенно расширились технологические возможности получения исходных материалов и изготовления на их основе высоко функциональной и особо прочной керамики.

В лаборатории материаловедения Института физики НАН КР получена дешевая нитридокремниевая керамика на основе отходов полупроводникового производства (Кыргызпатент № 85 от 20.03.1995). Эта керамика позволила заменить ряд изделий и приспособлений в стекольной, перерабатывающей, полупроводниковой и других отраслях промышленности, изготавливаемых из сырья, поставляемого из-за рубежа.

Керамика из нитрида кремния, полученная методом реакционного спекания, представляет собой перспективный технологический материал специального назначения. В частности, тигли большого диаметра (от 360 до 500 мм) из нитридокремниевой керамики могут использоваться для выращивания монокристаллов кремния. Этот технологический процесс является сложным и длительным. Он требует использования нестандартного оборудования, высоких энергозатрат, специальной атмосферы в установке и высоких температур (1700-1800К).

Одной из важнейших эксплуатационных характеристик специальной керамики является

надежность, предсказуемость изменения основных параметров при рабочих режимах. Важнейшим параметром для керамики из нитрида кремния в этом смысле можно считать ее структуру, в первую очередь, фазовый состав. Исследованию влияния исходных характеристик сырья на формирование фазового состава в нитридокремниевой керамике посвящено довольно много работ, однако чрезвычайно мало проработан вопрос об эволюции структуры этой керамики в условиях высокотемпературных длительных выдержек в различных средах (вакуум, аргон, азот и др.), имитирующих производственные технологические процессы. В конечном итоге этим определяется круг проблем — до какой степени можно повышать качество и до какой степени можно снижать стоимость изделия.

С этой целью проведено исследование структуры стенок тигля большого диаметра, предназначенного для выращивания монокристаллов кремния. Тигель был выдержан в течение 24 часов при температуре 1700К в среде аргона. Нагрев осуществлялся от графитового нагревателя в виде цилиндра, расположенного с внешней стороны тигля. Количественный фазовый анализ проведен по дифрактограммам. Глубина слоя половинчатого поглощения рентгеновских лучей для исследуемого материала не превышала 50 мкм. Дифрактограммы снимали с наружной (Н) и внутренней (В)

поверхностей стенок тигля. Схема расположения графитового нагревателя (С) и тигля приведена на рис. 1. Стрелками на рисунке показано движение углерода к стенкам тигля. Микроструктуру стенки тигля (размеры и форму частиц различных фаз) изучали методом количественной металлографии, при этом проводили статистическую обработку параметров элементов структуры для каждого слоя толщиной 1 мм.

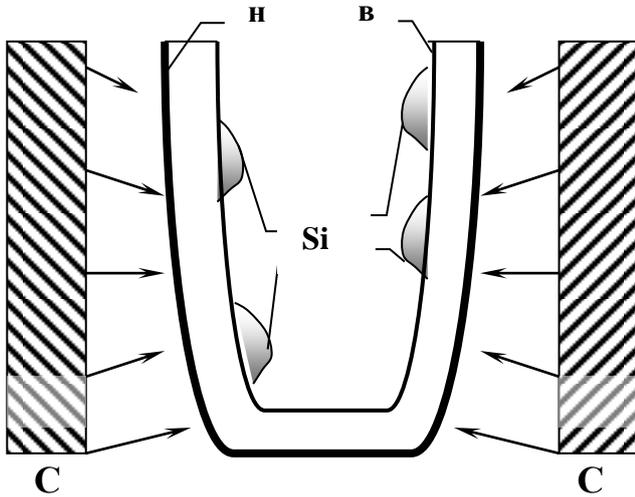


Рис. 1. Схема высокотемпературной обработки тигля. (С — графитовые нагреватели)

Пористость материала оценивали по кажущейся плотности и методом количественной металлографии. Механические характеристики фаз, составляющих керамику, определяли методами измерения микротвердости и коэффициентов трещиностойкости, по которым рассчитывали прочность.

Установлено, что в результате высокотемпературной выдержки в стенках тигля толщиной около 7 мм формируется неоднородная по фазовому составу градиентная структура (рис. 2). Наружный слой стенки состоит из α -карбида кремния, α - и β -нитридов кремния, а также незначительного количества свободного кремния. В сканирующем электронном микроскопе этот слой наблюдается (рис. 3 А, В) как плотное и прочное соединение с хрупким изломом, образующим четкую границу между полученным в результате высокотемпературной обработки в среде аргона слоем и остальным объемом. Средний размер наблюдаемого слоя составляет 10-12 мкм. Оптически частицы карбида и нитридов практически не разделяются, образуя в среднем однородную пористую структуру, типичную и для центральной части стенки. На изломе внутренней поверхности не наблюдается образования какой-либо слоистой структуры, аналогичной наблюдаемой выше для наружной поверхности (рис.3 С). Просмотр в электронном микроскопе также выявил различие в морфологии внутренней и наружной поверхностей (рис.3 D, E), которое выражается в явном наличии пористости на внутренней поверхности и отсутствия таковой на наружной поверхности. Это еще раз указывает на различие процессов, происходящих в

нитриде кремния, в зависимости от окружающей среды. Наружная поверхность находилась под действием свободного углерода, получаемого от нагревателей, а внутренняя, в основном, под действием аргона. На внутренней части стенки тигля наблюдаются, кроме перечисленных выше фаз, крупные выделения кремния в виде капель, размером до 3 мм, и следы α -кristобалита, растворенного в жидкой прослойке стеклофазы (рис. 3 F). На рисунке показан фрагмент внутренней поверхности, в месте «прорастания» кремниевых кристаллов хорошо видны участки сопряжения между выделившимся кремнием и матрицей. Кристаллы кремния имеют четкую огранку и ориентировку. Между слоем стеклофазы и центральной частью стенки тигля видны трещины вдоль межфазной границы, что свидетельствует о различных коэффициентах термического расширения для обоих типов материалов и возникновении существенных термических напряжений при вариации температур. По-видимому, взаимодействие тигля с остаточным кислородом в процессе высокотемпературного обжига может повлиять на состояние поверхности стенок, и это влияние зависит от его количества.

Известно, что в среде аргона процесс разложения нитрида кремния начинается при температурах выше 1273К, а это намного ниже, чем в среде азота (1873 К) [1]. С повышением температуры интенсивность разложения нитрида кремния увеличивается. Наличие такого процесса подтверждается результатами рентгеноструктурного анализа, которые приведены в табл. 1, 2, 3. В то же время идет ряд других фазовых превращений — карбидизация преимущественно наружных «выплавленных» капель кремния из жидкой фазы на внутренних поверхностях стенок. Кроме того, образуется небольшое количество кристаллического оксида кремния на внутренней поверхности и неравномерный слой стеклофазы, толщина которого изменяется от 0 до 50 мкм.

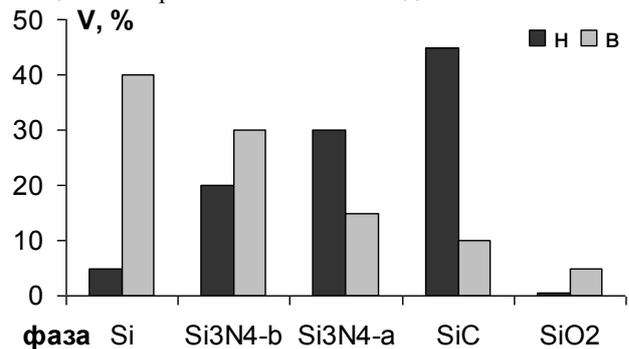


Рис. 2. Фазовые составы внутреннего и внешнего слоев стенки нитридокремниевого тигля

Таблица 1

ФАЗОВЫЙ СОСТАВ ВНУТРЕННЕЙ ПОВЕРХНОСТИ ИЗДЕЛИЯ

Номер	θ , град	d/n	d/n таб.	hkl	I	Фаза
1	13,13	3,39	3,37	200	30	α -Si ₃ N ₄
2	13,31	3,35	3,37	200	30	α -Si ₃ N ₄
3	15,25	2,93	2,89	201	85	β -Si ₃ N ₄
4	16,75	2,67	2,67	101	100	α -Si ₃ N ₄
5	17,13	2,62	2,59	102	75	α -Si ₃ N ₄
6	17,5	2,56	2,55	210	100	α -Si ₃ N ₄

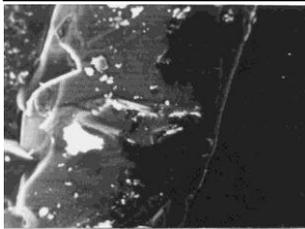
7	17,6	2,55	2,55	210	100	SiC
8	17,9	2,51	2,51	110	63	β -Si ₃ N ₄
9	20,5	2,20	2,18	111	35	β -Si ₃ N ₄
10	20,75	2,18	2,18	111	35	α -Si ₃ N ₄
11	21,56	2,10	2,08	301	55	Si
12	23,63	1,92	1,91	220	100	β -Si ₃ N ₄
13	24,88	1,83	1,82	310	20	Si
14	28,8	1,60	1,59	221	20	β -Si ₃ N ₄
15	30,62	1,51	1,51	320	35	Si

На основании данных таблиц 1, 2, 3, по фазовому составу разных участков исследуемого материала можно выделить четыре основные фазы Si, α - и β -Si₃N₄, SiC, которые неравномерно распределены по материалу. Из таблиц также видно, что на внутренней поверхности, в основном, преобладает фаза кремния и фаза α - и β -нитрида кремния, а на внешней поверхности (табл. 2) преобладает карбид кремния. Такое распределение фаз говорит о том, что вновь образованная структура имеет неоднородный характер.

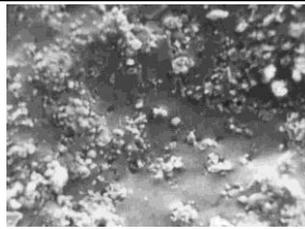
Таблица 2

ФАЗОВЫЙ СОСТАВ ВНЕШНЕЙ ПОВЕРХНОСТИ ИЗДЕЛИЯ

Номер	θ , град	d/n	d/n таб.	hkl	I	Фаза
1	14,18	3,14	3,12	111	100	Si
2	15,37	2,90	2,89	201	85	α -Si ₃ N ₄
3	16,75	2,67	2,66	101	100	β -Si ₃ N ₄
4	17,25	2,60	2,59	102	75	α -Si ₃ N ₄
5	19,81	2,52	2,62	201	50	SiC
6	18,0	2,50	2,51	004	100	SiC
7	19,5	2,30	2,32	211	60	α -Si ₃ N ₄
8	20,68	2,18	2,18	201	35	β -Si ₃ N ₄
9	21,75	2,08	2,17	103	20	SiC
10	23,62	1,92	1,91	220	100	Si
11	26,13	1,75	1,75	301	70	β -Si ₃ N ₄
12	28,94	1,64	1,63	311	63	α -Si ₃ N ₄
13	30,0	1,59	1,59	222	35	SiC
14	30,62	1,54	1,54	110	63	β -Si ₃ N ₄
15	31,25	1,32	1,31	201	50	SiC



A



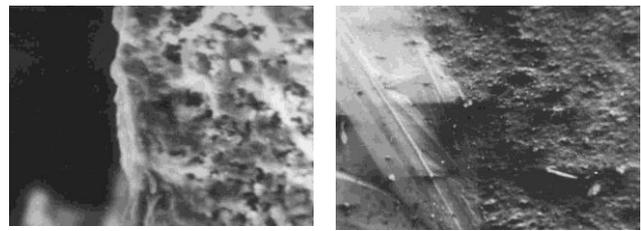
D



B



E



C

F

Рис. 3. Фрагменты структуры стенки тигля, полученного после термообработки в аргоне:
 А — край излома наружной поверхности;
 В — часть излома, прилегающая к наружной поверхности;
 С — край излома внутренней стенки;
 D — наружная поверхность;
 E — внутренняя поверхность;
 F — часть капли кремния на внутренней поверхности

Фазовые превращения формируют в итоге градиентную структуру в направлении от наружной поверхности к внутренней. Распределение фаз в наружном и внутреннем слоях представлено на рис. 2. Из рисунка видно, что количество α -карбида кремния на наружном слое в 4.5 раза больше, чем во внутреннем. Это вполне объясняется диффузией углерода с графитовых нагревателей на прилегающую поверхность изделия. Процесс карбидизации обусловлен тем, что в ходе взаимодействия нитрида кремния со свободным углеродом образуется карбид кремния и выделяется азот. Место ушедшего из структуры нитрида кремния азота занимает углерод, при этом образующийся карбид наследует гексагональную решетку нитрида кремния. Карбид α -SiC представляет собой стабильное высокотемпературное соединение, которое обычно образуется в результате реакции при температурах выше 2270K [2]. Получаемый карбид имеет высокую твердость, термическую и коррозионную стойкость. Следовательно, данные условия высокотемпературной выдержки тиглей из нитридкремниевой керамики могут способствовать улучшению их важнейших эксплуатационных характеристик при условии выявления кинетики карбидизации и оптимизации высокотемпературных режимов. Высокая пористость стенок тигля (17%) способствует образованию незначительного количества карбидной фазы и на внутренней поверхности. Около 5% поверхности внутренней части стенки покрыто каплями кремния, имеющими текстуру типа {111} <111>, кроме того, много кремниевых частиц размером более 50 мкм.

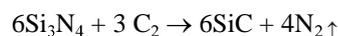
Таблица 3

ФАЗОВЫЙ СОСТАВ ПОВЕРХНОСТИ КАПЛИ

Номер	θ , град	d/n	d/n таб.	hkl	I	Фаза
1	13,25	3,36	3,37	200	30	α -Si ₃ N ₄
2	24,69	1,88	1,91	220	100	Si
3	25,81	1,77	1,77	311	25	α -Si ₃ N ₄
4	28,69	1,60	1,63	311	63	Si
5	63,59	1,48	1,50	320	35	β -Si ₃ N ₄
6	34,88	1,33	1,35	400	20	Si
7	38,63	1,23	1,24	331	35	Si

Объемная доля α - и β -нитридов кремния в приповерхностных слоях стенки составляет около 50%, в то время как в средней части стенки — 70%. Это свидетельствует о высокой интенсивности фазовых превращений, происходящих при высокой температуре. Интересно отметить, что соотношение α - и β -нитридных фаз изменяется в направлении от наружной к внутренней поверхности стенки от 3/2 до 1/3. Согласно [2], α -модификация нитрида кремния при спекании проходит нестабильное состояние и превращается в β -фазу, что считается весьма полезным явлением, способствующим повышению прочностных характеристик материала в целом. Очевидно, в данном случае произошла активизация и дестабилизация α - нитрида кремния. Содержание кремния на внутренней поверхности в четыре раза больше, чем на внешней поверхности. Это связано с тем, что на внутренней поверхности образца происходит выплавление кремния. Выплавившиеся капли текстурированы по плоскостям {110}, т.е. все плоскости этих кристалликов одинаково ориентированы. Текстурированность капель также можно наблюдать в оптическом микроскопе при небольшом увеличении ($\times 100$). На внешней

поверхности дифракционные максимумы принадлежат свободному кремнию и его содержание составляет примерно 20%. Содержание карбида кремния в два раза выше на внешней поверхности по сравнению с внутренней. Это обусловлено тем, что в ходе реакции



происходит карбидизация внешней поверхности тигля, т.е. место ушедшего азота из структуры нитрида кремния занимает углерод. Карбид кремния, образовавшийся случайным образом, не изменяет решетку нитрида кремния и сам становится гексагональным.

Проведенные исследования показывают, что при выращивании монокремния в тиглях из нитрида кремния возможно получение почти свободного от примесей углерода и кислорода кремния. Это позволяет получать кремний высокого качества и, следовательно, более дорогого.

Вместе с этим следует отметить, что тигли из нитрида кремния можно использовать для выращивания многократно, что снижает себестоимость готовой продукции.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Викулин В.В., Лебедева Л.И., Кост А.А. Влияние термодинамических и диффузионных процессов при спекании на структуру и свойства уплотненного реакционно-связанного нитрида кремния // Огнеупоры. 1989. №11. С.11-13.
2. Янагина Х. Тонкая техническая керамика М.: 1986. 320.

УДК 621.9101

Д.Т. ХОДЖИБЕРГЕНОВ
В.Н. ПЕЧЁРСКИЙ

Исследование влияния режимов резания при многолезвийной ротационной обработке на качество обработанной поверхности

Применяемые методы механической обработки работают по принципу скольжения между его режущей частью, сбегавшей стружкой и обработанной поверхностью. Скорость относительного скольжения в значительной мере определяет как энергетические затраты на осуществление процесса, так и качество обработанной поверхности. Вместе с тем уменьшение скорости относительного скольжения в контактных зонах инструмента с обрабатываемым материалом может быть достигнуто заменой скольжения при их взаимодействии на качение, которое реализуется при ротационной обработке.

Ротационная обработка позволяет весьма заметно повысить качество обработанной поверхности, так как стойкость инструмента выше в сравнении с традиционными способами лезвийной обработки, что благоприятно сказывается на его размерной стойкости. Это обстоятельство увеличивает точность геометрической формы, особенно при обработке деталей большой протяженности. Низкая температура в зоне резания (ниже на 300-400 °С в сравнении с другими способами лезвийной обработки) при высокой стойкости позволяет в 3-4 раза увеличить скорость обработки, благодаря чему шероховатость

обработанной поверхности существенно понижается при сохранении высокой производительности [1-3].

Справедливость изложенного была доказана исследованиями, проведенными при обработке конструкционной стали в исходном и термообработанном (до HRC 40-42) состоянии. Резание производилось многолезвийными ротационными инструментами из быстрорежущей стали Р9К5 на станке 1К62. Диаметр инструмента 60 мм; количество лезвий 4. В исследованиях определялись показатели качества обработанной поверхности, шероховатость.

На рис. 1 приводится зависимость шероховатости обработанной поверхности от угла установки (β_y). Условия резания при этом указаны.

Отчетливо проявляется минимум в этой зависимости, соответствующий значению $\beta_y = 20^\circ$. Для объяснения этого обстоятельства обратимся к процессу образования плоскости сдвига при резании. Последнее было установлено экспериментально.

Особо следует отметить, что измерения не требуют применения метода «корня стружки», так как, в отличие от традиционного резания, плоскость сдвига в нашем случае реально существует. Специфика процесса резания по исследуемому способу такова, что плоскость сдвига, опережая режущую кромку, практически не контактирует с ней.

Наличие реальной плоскости сдвига объясняется совпадением направления схода стружки $V_{свр}$ с результирующей скоростью режущей кромки V_p и заменой трения скольжения на трение качения на контактных поверхностях. При значениях β_y , близких к 20° , для принятых режимов резания значение угла $\beta_1 = 45^\circ$, что означает получение схемы «чистого сдвига».

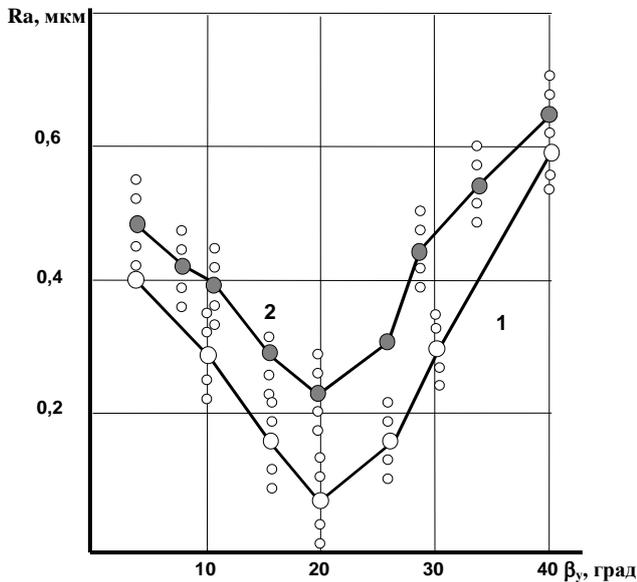


Рис. 1. Влияние угла установки β_y на шероховатость обработанной поверхности. Обрабатываемый материал — сталь 45.

Режимы резания: 1. $V = 1,5$ м/с; $S = 0,07$ мм/об; $t = 0,5$ мм, 2. $V = 0,7$ м/сек; $t = 0,5$ мм; $S = 0,11$ мм/об.

При малых значениях $\beta_y < 5^\circ$ и больших $\beta_y > 45^\circ$ образование стружки аналогично резанию по традиционным схемам. В этих же диапазонах наблюдается резкое увеличение сил резания P_x — в 5 раз и P_z — в 35 раз с силами при $\beta_y = 5^\circ$ – 40° , минимум сил резания наблюдается в окрестностях значения $\beta_y = 20^\circ$.

Если рассматривать положение минимума значений сил резания, шероховатости значения $\beta_1 = 45^\circ$ во всем диапазоне варьирования V , S , они, как правило, соответствуют β_y . Это значение лежит в пределах $18^\circ < \beta_y < 30^\circ$.

На рис. 2 приводится зависимость шероховатости от скорости резания и подачи, из которой следует, что среднеарифметическая высота неровностей в большей степени зависит от величины подачи, а скорость резания заметно влияет до значения $0,7$ м/с (40

м/мин), после которого интенсивность уменьшения R_a по мере увеличения V резко снижается, что позволяет определить эту величину для практики как нижний предел скорости. Снижение качества при малых значениях скорости связано с увеличением сил резания и условий стружкообразования. Назначение же верхнего предела скорости следует связывать со значением развивающейся температуры в зоне резания. Значение подачи определяет требование чертежа детали, т.е. по требуемой величине R_a .

Анализ результатов (рис. 1 и 2) показывает, что в целом, по аналогии с однолезвийным резанием, шероховатость обработанной поверхности уменьшается с увеличением скорости и уменьшением подачи, но при этом:

- уровень достигнутых показателей R_a значительно превосходит таковые по сравнению с традиционным резанием (рис. 1.);
- весьма заметна роль угла установки инструмента β_y (угол поворота оси резца в вертикальной плоскости) в формировании рельефа обработанной поверхности;
- изменение скорости подачи S влияет на положение минимума по оси абсцисс. Интервал изменения имеет координаты 15° – 30° . Уменьшению подачи соответствует сдвиг минимума R_a в сторону больших значений β_y .

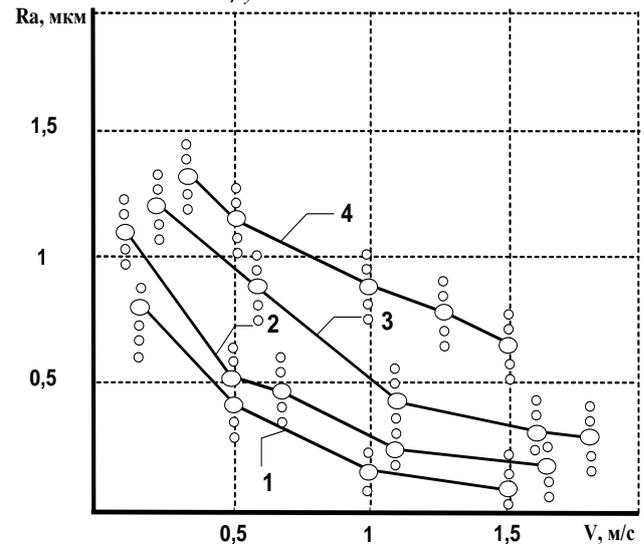


Рис. 2. Влияние скорости резания на шероховатость при различных подачах для стали 45 в исходном (2, 3, 4) и термообработанном (1) HRC 40 — состоянии, при $\beta_y = 20^\circ$.

Режимы резания: 1, 2 — $S = 0,1$ мм/об; 3 — $S = 0,4$ мм/об; 4 — $S = 0,7$ мм/об;

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Одинцов П.Г. Упрочнение и отделка деталей поверхностным пластическим деформированием: Справочник. М.: Машиностроение, 1987. 327 с.
2. Бабук Л.В., Федорцев В.А. Оценка виброустойчивости комбинированного ротационного инструмента в процессе обработки валов // Машиностроение. 1995. №10. С. 16-17.
3. Бобров Ф.В., Иерусалимский Д.Е. Работа деформации и трения на передней поверхности при резании инструментами, режущая кромка которых перемещается вдоль самой себя // Известия вузов. Машиностроение. 1968. №2. С. 153-156.

УДК 621.7:669.14

А.З. ИСАГУЛОВ
В.Ю. КУЛИКОВ
И.В. ЛИ**Повышение качества стали и чугуна
при использовании внепечного легирования
и раскисления**

Известно, что в мировой практике применение внепечного легирования и раскисления является необходимым элементом технологии производства металлопродукции, удовлетворяющим требования потребителя для самых разнообразных условий изготовления и службы изделий из этой металлопродукции.

В частности, применение внепечного легирования и раскисления позволяет получать равномерный состав как химический, так и фазовый. При этом происходит дополнительная очистка стали от растворенных газов, неметаллических примесей. В металлургии и литейном производстве широкое применение раскисления и легирования в ковше представляется актуальной задачей, решение которой обеспечит получение качественной и экономически выгодной, а значит, и конкурентоспособной продукции.

Раскисление стали в печи требует больших затрат ферросплавов, чем удаление кислорода в ковше. Введение легирующих элементов в печь требует повышенного расхода вследствие повышенного угара, а также из-за продолжительности времени между введением ферросплавов и выпуском стали из печи. На растворение ферросплавов в ковше влияют их дисперсность и температура металла в ковше, которые необходимо оптимизировать в каждом конкретном случае.

Например, введение в ковш во время выпуска металла дозированных добавок феррованадия и ферромolibдена фракцией 10...20 мм в 1 т ковше позволяет полностью им раствориться в металле и получить требуемый химический состав стали 35ХМФЛ по этим элементам. Увеличение фракции этих ферросплавов увеличивает химическую ликвацию в отливке, значительное измельчение приводит к повышенному угару, а следовательно, и расходу легирующих добавок.

Следует учитывать и тот факт, что помимо газов, содержащихся в металле, определенная их часть вносится в форму в процессе заливки. Это происходит из-за дискретности струи металла. Следовательно, газосодержание в отливке будет тем больше, чем выше струя истечения и площадь струи металла, а также зависит, как известно, от времени и температуры заливки. С понижением температуры заливаемого металла дискретность струи увеличивается и тем самым в форму вносится большее содержание газов из атмосферы. Возьмем истинную плотность металла, соответствующую предельному состоянию, и тогда количество вносимых с металлом газов в форму будет

$$\tilde{A} = \hat{E} \cdot \int_0^t \left[\int_0^{F_{\tilde{\rho}}} h_{\tilde{\rho}} \cdot F_{\tilde{\rho}} \cdot d\rho - \int_0^F \rho_{i \tilde{\rho}} \cdot h_{\tilde{\rho}} \cdot dF_{i \tilde{\rho}} \right] \cdot dt,$$

где K — температурный коэффициент,

F_{ct} — полная площадь сечения струи,

h — высота струи;

$\rho_{мет}$ — плотность металла.

Очевидно, что в реальных условиях надо учитывать не истинную, а кажущуюся плотность металла. Однако количество газов, вносимых металлом, контролируется с помощью раскислителей, в то время как газы, захватываемые из атмосферы струей во время заливки, учитывать сложнее.

В связи с этим, для получения металла безгазовых включений по всему телу отливки возникает необходимость некоторого введения раскислителей в форму.

Для проведения исследований по внепечному раскислению использовался ферромарганец марки ФМ75 и ферросилиций ФС75.

Исследования по зависимости повышения содержания компонента от его фракции показали, что наиболее оптимальной фракцией для внепечного легирования и раскисления стали 80ГСЛ кремнием является ~1-2 мм (рис. 1), т.к. меньший размер вызывает повышенный угар, а значительное увеличение фракции вводимых ферросплавов не позволяет им полностью раствориться в ковше.

Несколько иная картина наблюдается у марганца (рис. 2). Особенно плохо растворяется марганец крупных фракций. Заметный скачок для стали 80ГСЛ наблюдался при переходе от фракции 1 мм к фракции 2 мм.

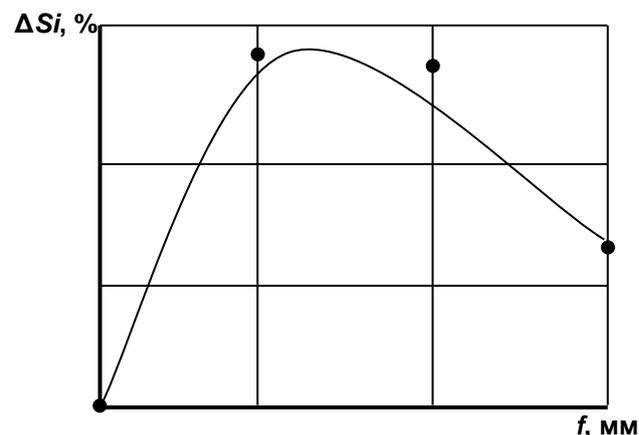


Рис. 1. Зависимость повышения содержания кремния от фракции вводимых в ковш ферросплавов

Температура металла — 1560°C, объем металла, в который вводилась навеска 400 г ферросплавов различных фракций, — 750 кг. Ферросплавы вводились на дно ковша. Вместе с тем более целесообразным способом введения этих ферросплавов является введение в струю металла, истекающую из печи.

Таким образом, легирование и раскисление в ковше позволяет значительно снизить расход

ферросплавов, получать качественный металл с равномерной структурой и средним химическим составом по всему сечению отливки, а также с высокими механическими свойствами, соответствующий требованиям потребителей для разнообразных условий изготовления и эксплуатируемых в различных условиях.

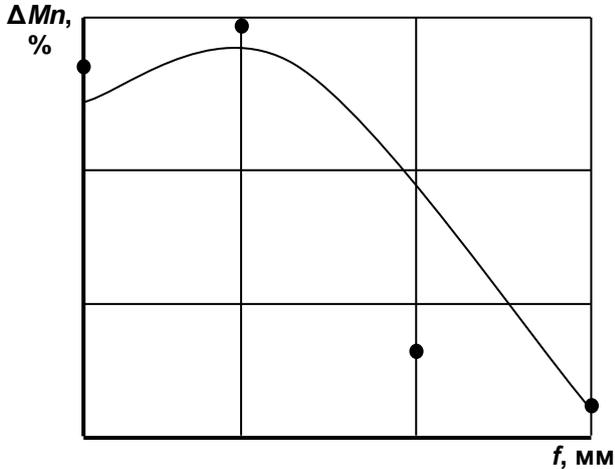


Рис. 2. Зависимость повышения содержания марганца от фракции вводимых в ковш ферросплавов

Введение в ковш ферросилиция ФС-60 показало, что рациональнее его вводить в ковш, тогда как при введении на желоб летки угар кремния значительнее, что свидетельствует о неполном растворении кремния большей фракции (таблица). В то же время высокодисперсные ферросплавы (менее 0,3 мм) имеют больший процент угара. В данном случае целесообразнее применять ферросилиций фракции 0,5...1 см и вводить их на дно ковша. При этом будет происходить наиболее полное растворение кремния в чугуне.

РЕЗУЛЬТАТЫ ЭКСПЕРИМЕНТАЛЬНЫХ ИССЛЕДОВАНИЙ

Вес вводимых ферросплавов	Способ введения ферросплава в ковш	$\Delta Si, \%$	Примечание
0,7 кг	На желоб летки	-0,31	Масса металла — 250 кг.
1,0 кг		-0,16	
0,7 кг	В ковш	-0,14	Фракция — 1...3 см.
1,0 кг		-0,02	

Использование внепечного легирования и раскисления жидкого металла представляется одной из наиболее актуальных задач, решение которой не только позволит обеспечить потребителя качественной продукцией, но и положительно скажется на экономике машиностроения.

УДК 628.33.66.067
Н.А. МЕДЕУБАЕВ

К вопросу динамики газозвудушных смесей применительно к условиям ликвидированных угольных шахт

Проблема безопасности технологических процессов расположенных на территории выработанного пространства шахтных полей требует знания динамики газовыделения на анализируемой площади и принятия аварийных мероприятий по каптажу метана из выработанного пространства.

Как показывает отечественный и зарубежный опыт, процесс метановыделения имеет длительный период и зависит не только от источников метана, но и степени затопленности притока шахты водой, которая вытесняет флюент на поверхность и в рабочую зону [1].

Побудителем движения флюента являются различные явления, например, плотность на различных геодезических отметках, давление внутри порового газа и прочие факторы.

Представляя в конечном итоге ликвидированную шахту как объект прекращенного горного производства с системой подземных непогашенных и принудительно непрветриваемых выработок, имеющих связь с дневной поверхностью через скважины, можно полагать, что побудителем

перемещения метана на поверхность является естественная тяга. Естественная тяга в шахтах и рудниках возникает, как правило, при наличии нескольких выходов на поверхность.

Количественная величина естественной тяги характеризуется расходом флюента и разностью давлений между двумя точками анализируемой среды, которая оценивается депрессией.

Параметры оценок данного явления следующие:

- изменение барометрического давления;
- изменение температуры воздуха;
- глубина шахты;
- изменение химического состава и влажности воздуха;
- работа вентилятора главного проветривания на соседней действующей шахте при наличии аэродинамической связи.

Естественные газообменные процессы возникают под действием сил, к которым можно отнести прежде всего газовое давление в поровом пространстве нарушенного массива, колебания атмосферного давления, а также изменение температуры среды.

Воздухообмен между крупными пустотами в ликвидированных шахтах и атмосферой происходит по закономерности [2]

$$\ln \left| \frac{p - p_a}{p + p_a} \right| = - \frac{KSt}{\mu HV},$$

где p — давление газа в анализируемом пространстве, МПа;
 p_a — давление атмосферного воздуха, МПа;
 K — воздухопроницаемость пород, Па;
 S — площадь обрушения пород, м²;
 t — характерное время релаксации, с;
 μ — динамическая вязкость среды флюента, Па·с;
 V — объем порового пространства, м³.

Характерное время релаксации будет определяться как [3]

$$t = \frac{\rho_1 \cdot \rho_2 \cdot \alpha_0}{\mu \cdot m_0 \cdot \rho_0},$$

где ρ_1 — плотность скелета (прочность влияния);
 ρ_2 — плотность флюента;
 ρ_0 — приведенная плотность массива;
 α_0 — линейный размер трещиноватости массива в общем случае [3]

$$\rho_0 = (1 - m_0) \cdot \rho_1 + m_0 \cdot \rho_2.$$

Для инженерных расчетов применительно к условиям Карагандинского угольного бассейна, где естественная пористость пород массива и угля не превышает 8%, а плотность метана примерно на три порядка меньше разрушаемого массива [4], можно принять, что

$$\rho_0 \approx \rho_1.$$

Следовательно, характерное время перемещения флюента оценивается как

$$t = \frac{\alpha_0}{v_A m_0},$$

где v_A — вязкость газа;
 m_0 — исходная пористость массива.
 А с учетом факторов, что

$$v_A = \frac{\mu_A}{\rho_A},$$

переходим к оценке времени релаксации как

$$t = \frac{\alpha_0}{v \cdot m_0},$$

$$v = v_A = \frac{\mu}{\rho_2}.$$

Оценку исходной пористости в результате проявления сдвижения пород можно произвести по критерию Френкеля [3]

$$\alpha_f = \frac{\beta_1 \cdot K(1 - m_0)}{1 - \beta_1 K(1 - m_0)},$$

где β_1 — сжимаемость скелета массива;
 K_1 — модуль всестороннего сжатия.

Данный параметр позволяет проконтролировать газоотдачу массива и степень изменяемости порового пространства в течение определенного периода на основании уравнения [3]

$$\frac{\partial m}{\partial t} = \frac{1 - m(1 + \alpha_f)}{1 + \alpha_f} \left(\frac{\partial l}{\partial p} + \beta_1 \frac{\partial p}{\partial t} \right),$$

где $\frac{\partial m}{\partial t}$ — изменение давления;

$\frac{\partial p}{\partial t}$ — скорость изменения тензора деформации скелета.

Фильтрация газа в трещиновато-пористых средах рассматривалась в работе [4], где для идеального газа отмечалось, что интенсивность перетока при значении коэффициента сцементированности выше 0,5 происходит на основании свободного истечения газа и не зависит от порового пространства. Скорость перемещения определяется характерностью звука, и рассчитать выход газа можно по зиянию отрытых трещин, т.е.

$$q_A = CS,$$

где C — характерная скорость,

$$C^2 = \frac{K}{\rho},$$

где K — модуль всестороннего сжатия среды;
 ρ — плотность среды.

При цементации пород от 0,5 условие зажатия газа в провалы пространства характеризуется тем, что пористость массива не превышает 0,2, т.е. данная величина соответствует условию сцементированности 0,8.

Расчет параметров движения определяем из условий фильтрации в трещино-пористых средах.

Интенсивность перетока потока определяется зависимостью

$$q = \frac{\alpha_0}{\mu} \rho (P_2 - P_1),$$

где ρ — плотность газа (флюента);
 P_2 — давление в трещинах в блоке;
 α_0 — коэффициент газопроницаемости массива;
 q — массовый расход газовой выделения;
 P_1 — давление флюента в блоке.

Перемещение газового потока возможно при условии

$$\frac{\rho_2}{\rho_2^0} = \beta_2 P - \alpha_2 T_2.$$

При этом соотношение плотностей флюента определяется числом Шмидта, поскольку газовое давление фиксируется как

$$T_1 + \alpha_2 T_2 = \beta_2 P,$$

где T_1 — температура среды;
 $P = P_2 - P_1$.

Для условий метановоздушной среды

$$Sm = \frac{\rho_2}{\rho_2^0} = 0,7.$$

Закономерность движения газа определяется условиями

$$q = \left(Sm + \frac{\alpha_2 T}{\beta_1} \right) \frac{\alpha_0}{v}$$

Следовательно, количество газа, выделяющееся из разрушенного массива, определяется его термодинамическими условиями и начальной трещиноватостью пород и степенью зажатости пор.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Айруни А.Т. Прогнозирование и предотвращение газодинамических явлений в угольных шахтах. М.: Наука, 1986. 310 с.
2. Акимбеков А.К., Калиев С.Г. Моделирование движения воздуха в вентиляционной выработке при прямоточной схеме проветривания выемочного участка // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1990. №6. С. 81-83.
3. Баренблатт Г.И. Математическая теория равновесных трещин, образующихся при хрупком разрушении // Прикладная механика и техническая физика. 1961. №4. С. 3-56.
4. Определение фильтрационных свойств горных пород в шахтных условиях / Фридлянд А.М., Гололобов А.И., Бокий В.Б. и др. Шахтное строительство, 1974. №3. С. 13-15.

УДК 622.51

К.Д. ТЕКИНИДИ
А.С. ЖАКУПОВА

Кинетика изменения минерализации шахтных вод Карагандинского бассейна

Вторая половина двадцатого столетия в Карагандинском бассейне сопровождалась бурным ростом предприятий угольной промышленности, но и интенсивным загрязнением окружающей среды и выдачей на поверхность значительного количества неочищенных, высокоминерализованных шахтных вод.

Для рационального планирования водоохраных мероприятий, очистки и комплексного использования шахтных вод с целью исключения их отрицательного воздействия на подземные и поверхностные водные источники бассейна реки Нуры производственным объединением «Карагандауголь» (ныне ОАО «Миттал Стил Темиртау») совместно с институтами КНИУИ, «Карагандагипрошахт» и КарПТИ был проведен комплекс гидрогеологических изысканий и изучен химический состав шахтных вод. Особенно остро стоял вопрос засоления пресных аллювиальных вод сбрасываемыми шахтными водами одиннадцати шахт, расположенных в пределах междуречья Шерубайнура-Соқыр.

Изучение кинетики изменения химического состава шахтных вод проводилось также с целью планирования мероприятий по предотвращению ущерба, наносимого региону ежегодным сбросом с шахтными водами более 80 тыс. тонн солей.

В последнем десятилетии XX века шахты Карагандинского бассейна оказались под прессом стагнации, что привело к ликвидации 14 шахт из 26. В настоящее время 8 функционирующих шахт относятся к предприятиям угольного департамента ОАО «Миттал Стил Темиртау», другие 4 — находятся в руках частных предпринимателей.

Угольный департамент ведет добычу полезных ископаемых на территории Юрского водоносного комплекса (Карагандинский район) и аллювиальных вод (Шерубайнуринский район), поэтому в его обязанности входит в соответствии с Законом «О недрах и недропользовании» РК №407-1 от 11.08.1999 года проведение работ по мониторингу недр на этой площади. Мониторинг подземных вод сложностью II класса выполняет Карагандинское СМУ

«Шахтоосушение», цель — изучение изменения качественного состава подземных вод под действием сбрасываемых шахтных вод, а также непосредственного и дальнего влияния шламонакопителей и породных отвалов на водоносные горизонты. В 2001 году СМУ «Шахтоосушение» возобновлены прерванные в 1994 году наблюдения за состоянием подземных вод, восстановлена «старая» и создана новая режимная сеть наблюдательных скважин.

Следует отметить, что химические и биологические анализы шахтных вод, проб воды сети наблюдательных скважин и речной воды в расчетных створах выполняет уже на протяжении более 35 лет специализированная санитарно-профилактическая лаборатория управления «Спецшахтомонтаждегазация».

С ликвидацией значительного количества шахт уменьшилась и общая грязевая нагрузка на окружающую природную среду в пределах г. Караганды и городов — спутников — Сарани, Шахана, Шахтинска и Абая. Отразилось это и на объеме выдаваемых на поверхность шахтных вод. Если в 1990 году водоприток в шахты составлял более 110 тыс. м³ в сутки, то на 01.01.05 — около 65 тыс. м³ в сутки. Это не могло не отразиться и на улучшении качественных показателей поверхностных и подземных вод в пределах распространения пресных подземных вод Юрского артезианского бассейна и среднечетвертичных аллювиальных отложений в междуречье Шерубайнура-Соқыр, воды которых используются для организованного питьевого водоснабжения городов и близлежащих поселков. Именно высокая минерализация сбрасываемых шахтных вод по рельефу местности и в водоемы за длительный период существования шахт оказала значительное загрязняющее воздействие на подземные воды.

Воды шахт угольного департамента можно условно разделить на три группы: к первой относятся слабосоленоватые воды с минерализацией до 3 г/дм³ (63% общего шахтных вод); ко второй — солоноватые

воды с минерализацией от 3 до 7 г/дм³ (24%); к третьей — соленые воды с минерализацией от 7 до 10 г/дм³ и более (12,5%). Шахтные воды с минерализацией более 10 г/дм³ встречаются на шахтах им.Ленина (17 г/дм³), «Гентекская» (14,7 г/дм³), «Казахстанская» (20 г/дм³), что является следствием подработки отдельных водоносных горизонтов с высокой концентрацией в воде растворимых солей.

Содержание взвешенных веществ изменяется в большом диапазоне (113-4820 мг/дм³) и зависит от факторов, связанных со степенью измельчения горных пород в процессе добычи угля и проходки горных выработок, от размокаемости твердых частиц, своевременной очистки от шлама подземных водосборников и водосточных канав. Наличие тонкодисперсных взвешенных частиц угля, породы и инертной пыли придает шахтным водам окраску от светло-серой до черной, имеют нейтральную и слабощелочную реакцию (рН=6,5-8,5), но вместе с тем обладают сульфатной агрессивностью по отношению к металлу и несulfатостойким портуландцементом (SO₄ до 41.17).

Кроме растворенных солей, в шахтных водах содержатся такие специфические загрязнения, как фенолы и СПАВ, содержание которых составляет 0,11 и 3,5 мг/дм³ при ПДК соответственно 0,001 и 0,5 мг/дм³. Содержание нефтепродуктов значительно снизилось за последние годы, и если в 70-80-х годах их концентрация доходила до 59 мг/дм³, то в 2004 году она снизилась до 4-11, что связано, прежде всего, с повышением культуры производства. Наличие азота, аммиачных, нитратных и нитритных ионов, величина которых изменяется от 0 до 18 мг/дм³, свидетельствует о загрязнении шахтных вод продуктами распада белковых соединений.

Повышенная величина бихроматной окисляемости (135-800 мг/дм³ O₂) указывает на загрязненность шахтных вод органическими примесями. Шахтные воды загрязнены также бактериально. Коли-титр неочищенных шахтных вод находится в пределах 0,4*10⁻⁵-11 см³, очищенных — 111-333 см³.

Анализ изменения микроэлементного состава за многолетний период показал относительную стабильность его содержания. При большом разнообразии микроэлементов (порядка 30) их концентрация устойчива, не подвержена изменениям и находится, в основном, в пределах санитарных норм, за исключением отдельных элементов.

Содержание таких элементов, как медь, цинк, молибден, цирконий, галлий, не превышает требований, предъявляемых к воде, используемой для культурно-бытовых целей.

Наблюдается значительное превышение таких элементов, как титан (2-38 ПДК) и барий (2-11 ПДК), которые оказывают токсическое действие на человека и теплокровных животных.

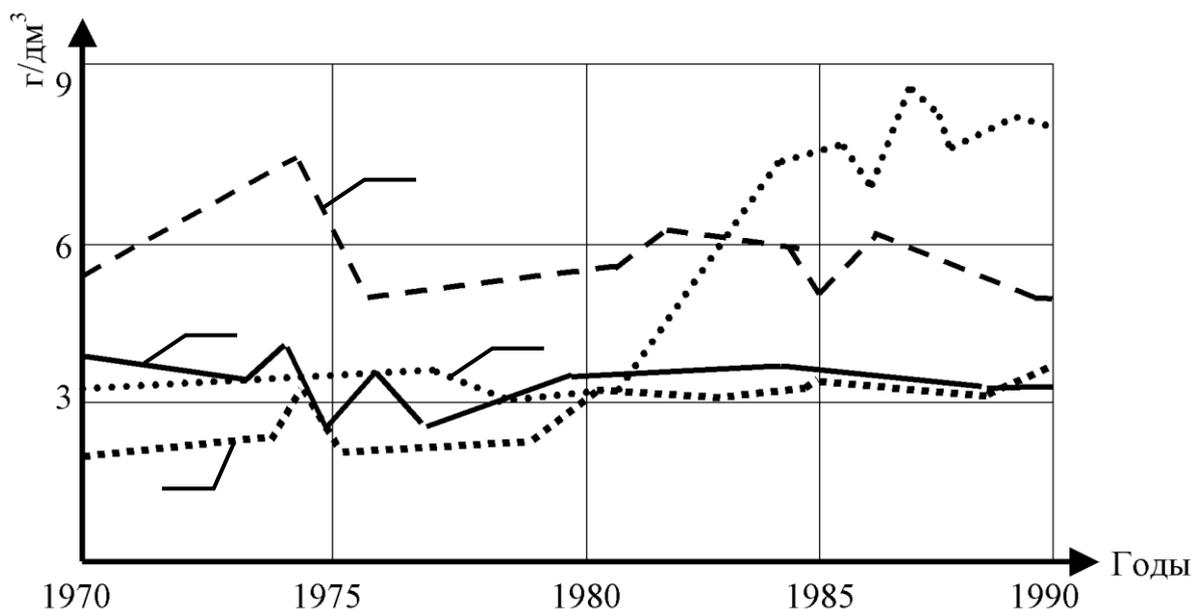
Концентрация серебра и лантана составляет соответственно 0,2-14 и 0,01-0,5 мг/дм³ при ПДК 0,2 и 0,1 мг/дм³. Следует заметить, что марганец и бром малотоксичны для водных организмов, однако высокое содержание марганца способствует ухудшению органолептических свойств воды.

Разнообразие химического состава шахтных вод, как известно, обуславливается глубиной ведения горных работ, составом выщелачиваемых пород, временем соприкосновения воды с массивом, площадью выработанного пространства и т.д.

Исследования изменения величины минерализации шахтных вод во времени по глубине и горизонтам, проводившиеся институтом КНИУИ на ряде шахт для планирования водоохраных мероприятий, показали, что Промышленный, Саранский и Абайский участки отличались сравнительно стабильной амплитудой колебания величин солесодержания шахтных вод (в пределах 2...3 г/дм³). Тенденция роста минерализации на перспективу не прослеживалась за исключением шахты Абайская, где минерализация подземных вод увеличивалась во времени. Для шахт Шахано-Шахтинского участка был характерен рост минерализации шахтных вод за рассматриваемый период 1...5 г/дм³ (за исключением шахты «Долинская»).

Значения солесодержания подземных вод шахт различных участков бассейна («Карагандинская», «Сокурская», им. Калинина и «Гентекская») были обработаны на ЭВМ; выбрана модель кинетики минерализации воды на базе ретроспективных данных с использованием программы прогнозирования методом экспоненциального сглаживания.

Для обработки набора данных по минерализации шахтных вод шахт «Карагандинская», «Сокурская» и им. Калинина была выбрана постоянная модель, так как на этих шахтах процесс минерализации был достаточно устойчив и колебания величин солесодержания шахтных вод носили случайный характер (рис.).



Изменение минерализации шахтных вод в ретроспективе по шахтам-представительницам бассейна:
1 — «Карагандинская», 2 — «Сокурская», 3 — им. Калинина, 4 — «Тентекская»

Значения соленосодержания воды, спрогнозированные для данных шахт по постоянной модели на 2000-2005 г., составляли вместе с ошибкой прогноза: «Карагандинская» — $(4,9-5,7 \pm 0,6)$ г/дм³; «Сокурская» — $(2,8-3,6 \pm 0,5)$ г/дм³; им. Калинина — $(2,7-3,5 \pm 0,5)$ г/дм³.

Для прогноза минерализации шахтных вод на шахте «Тентекская» было выбрано экспоненциальное сглаживание по квадратичной модели, то есть процесс минерализации имел явную тенденцию на увеличение во времени. Прогноз был выполнен до 2005 года с упреждением в 2 года: $8,8 \pm 0,14$; $9,1 \pm 0,31$; $12,2 \pm 0,30$.

Необходимо отметить, что увеличение минерализации шахтных вод Шахано-Шахтинского участка было связано, прежде всего, с увеличением глубины горных работ, подработкой водоносных горизонтов с повышенной минерализацией, уменьшением доли участия вод четвертичных отложений в общем балансе, а также увеличением площадей выработанного пространства.

Полученные прогнозные значения минерализации шахтных вод были использованы при разработке технико-экономического обоснования по их опреснению, а также разработке технических условий на проектирование прудов — испарителей, расположенных за пределами распространения пресных подземных вод.

Рост минерализации шахтных вод во времени обусловлен также содержанием преимущественно хлоридов (до $6,0$ г/дм³), сульфатов (до $4,1$ г/дм³), а также ионов калия и натрия (до $10,5$ г/дм³). Однако, несмотря на разнообразие шахтных вод по величине соленосодержания, все они относятся по классификации О.А. Алекина к хлоридному классу, натриевой группе, второму типу.

Сравнительный анализ смоделированных прогнозных данных по изменению соленосодержания шахтных вод во времени и химических анализов, выполненных санитарно-профилактической лабораторией по приведенным шахтам за период с 2000 по 2004 г., показал достаточно хорошую сходимость полученных результатов.

С постоянным углублением горных работ прогноз изменения соленосодержания шахтной воды и ее химического состава является весьма актуальным для своевременного планирования и реализации мероприятий по предотвращению загрязнения поверхностных и подземных водных источников региона.

Проводимые исследования — это этап в направлении решения задач, поставленных программой Стратегии Правительства РК «Экология и природные ресурсы».

УДК 622.411.332(574.31)

Ж.Г. ЛЕВИЦКИЙ
Ж.К. АМАНЖОЛОВ
А.А. ШЕВЦОВ

Оценка влияния эжекторной установки на вентиляционный поток в воздухопроводе

Эжекторные установки различных типов и назначения находят достаточно широкое распространение при решении различных технологических задач в промышленной вентиляции. С их помощью можно увеличить подачу воздуха на

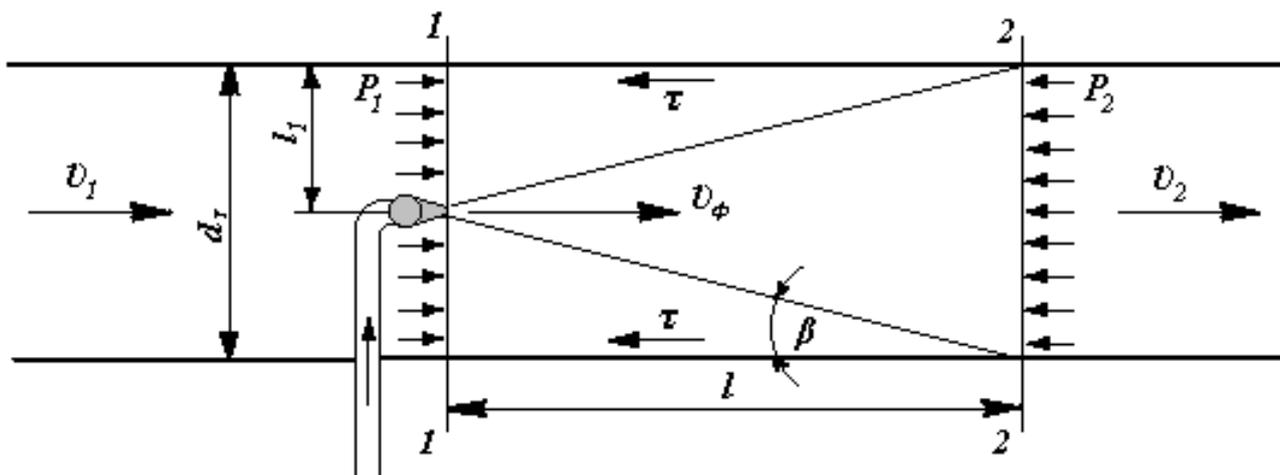
отдельные объекты проветривания [1] или их использовать для взметывания и выноса осевшей пыли в аспирационных системах промышленных воздухопроводов. В последнем случае предусматривается в эжекторную установку подавать

по отдельному трубопроводу сжатый воздух, создающий на выходе из сопла форсунки свободную струю с достаточно высокой энергией, которая будет оказывать влияние не только на процесс взметывания осевшей пыли, но и на характер изменения расхода воздуха в вентиляционном ставе.

Для оценки этого влияния рассмотрим расчетную схему, представленную на рисунке.

Длина рабочей зоны эжекторной установки определяется из выражения

$$l = \frac{d_T - l_1}{\operatorname{tg} \beta}, \quad (1)$$



Расчетная схема эжекторной установки

где d_T — диаметр трубопровода, м;
 l_1 — расстояние от форсунки до границы трубопровода, м;
 β — внешний угол раскрытия свободной струи ($\beta = 8-10^\circ$), град.

Для определения изменения величины давления в зоне работы форсунки рассмотрим объем, ограниченный сечениями 1-1 и 2-2. Напишем уравнение Бернулли для выделенного объема

$$P_1 + k_1 \frac{v_1^2}{2} \rho + h_0 = P_2 + k_2 \frac{v_2^2}{2} \rho + h, \quad (2)$$

где P_1 и P_2 — статические давления в сечениях 1-1 и 2-2, Па;

v_1 и v_2 — средняя скорость потока воздуха в сечениях 1-1 и 2-2, м/с;

ρ — плотность воздуха, кг/м³;

h_ϕ — изменение давления, создаваемое потоком воздуха на выходе из форсунки, Па;

h — потери напора на преодоление сил трения на участке длиной l между сечениями 1-1 и 2-2, Па;

k_1 и k_2 — коэффициенты Кориолиса, учитывающие неравномерность поля скоростей в сечениях 1-1 и 2-2.

Из (2) следует, что

$$h_0 = -(P_1 - P_2) + k_2 \frac{v_2^2}{2} \rho - k_1 \frac{v_1^2}{2} \rho + h. \quad (3)$$

Неизвестную разность статических давлений ($P_1 - P_2$) найдем, используя закон изменения количества движений в проекции на направление движения воздушного потока для выделенного объема.

$$\beta_2 \rho S_\delta v_2^2 - \beta_1 \rho S_T v_1^2 - \rho S_\delta v_\phi^2 \cos \delta = P_1 S_T - P_2 S_T - \tau C l, \quad (4)$$

где v_ϕ — средняя скорость потока воздуха на выходе из сопла форсунки, м/с;

S_ϕ — поперечное сечение сопла форсунки, м²;

S_T — поперечное сечение трубопровода, м²;

τ — проекция на ось потока силы трения у боковой поверхности, Па;

C — периметр поперечного сечения трубопровода, м;

β_1 и β_2 — поправочные энергетические коэффициенты Буссинеска, отнесенные к сечениям 1-1 и 2-2;

l — расстояние между сечениями 1-1 и 2-2, м;

δ — угол, учитывающий поворот форсунки вокруг своей оси в вертикальной или горизонтальной плоскости по отношению к направлению воздушного потока, град.

Из (4) следует, что

$$P_1 - P_2 = \beta_2 \rho v_2^2 - \beta_1 \rho v_1^2 - \rho \frac{S_\delta}{S_T} v_\phi^2 \cos \delta + \tau \frac{C}{S_T} l. \quad (5)$$

По данным исследований В.М. Талиева [2], связь между энергетическими коэффициентами определяется зависимостью вида $k = 3\beta - 2$.

Согласно [3] энергетические коэффициенты Кориолиса для воздухопроводов круглого сечения находятся из выражения $k = 1 + 22\alpha$, где α — коэффициент аэродинамического сопротивления, Па·с²/м².

Поскольку для ограниченных твердыми стенками воздушных потоков при условии хорошо развитой турбулентности коэффициент аэродинамического сопротивления α не зависит от скорости движения воздуха и является величиной постоянной, то справедливым будет утверждение, что энергетические коэффициенты $k_1 = k_2$ и $\beta_1 = \beta_2$. Кроме того, $h = \tau \frac{C}{S_T} l$,

то есть представляет собой потерю напора на преодоление сил трения на рассматриваемом участке. Учитывая сказанное, после подстановки (5) в (3) и

перехода от поперечных сечений сопла форсунки и трубопровода к их диаметрам соответственно d_ϕ и d_T получим

$$h_o = \frac{\rho}{2} \left[2 \left(\frac{d_\phi}{d_o} \right)^2 v_o^2 \cos \alpha + (2\beta - k)(v_1^2 - v_2^2) \right]. \quad (6)$$

Формула (6) позволяет найти величину изменения давления в вентиляционном ставе при совместной работе вентилятора и эжекторной установки.

Если на момент включения в работу эжекторной установки отсутствует движение воздуха в вентиляционном ставе ($v_1 = v_2 = 0$), то формула (6) упрощается и принимает вид

$$h_o = \rho \left(\frac{d_\phi}{d_o} \right)^2 v_o^2 \cos \alpha. \quad (7)$$

Анализ полученных зависимостей показывает, что с изменением угла поворота форсунки изменится и ее воздействие на вентиляционный поток.

При $\alpha = 0$ поток воздуха, вытекающий из сопла форсунки, совпадает с направлением движения потока воздуха в трубопроводе. В этом случае общее количество воздуха, поступающее в вентиляционный став будет увеличиваться как за счет дополнительного притока воздуха из форсунки, так и за счет эжектирующего воздействия свободной струи на выходе из сопла форсунки.

При $\alpha = 180^\circ$ имеет место встречное взаимодействие струй, что может привести при $h_\phi = h_o$, где h_o — депрессия источника тяги, к остановке движения воздуха в вентиляционном ставе или к его опрокидыванию при $h_\phi > h_o$.

При $\alpha = 90^\circ$ вытекающая из сопла форсунки свободная струя будет действовать как дополнительное сопротивление, уменьшая поступление воздуха в вентиляционную систему.

Скорость движения воздушного потока на выходе из сопла форсунки зависит от соотношения давления воздуха в атмосфере P_a и давления сжатого воздуха в компрессорном ставе P_c и находится по формулам Сен-Венана [4].

Если $(P_a / P_c) > 0,53$, то

$$v_o = \sqrt{\frac{2k}{k-1} RT \left[1 - \left(\frac{P_a}{P_c} \right)^{\frac{k-1}{k}} \right]}, \quad (8)$$

при $(P_a / P_c) \leq 0,53$

$$v_o = \sqrt{\frac{2k}{k+1} RT}, \quad (9)$$

где $k = 1,43$ — показатель адиабаты;

$R = 287$ — газовая постоянная, Дж/(кг·К);

T — абсолютная температура, К.

Величину изменения осевой скорости свободной струи на удалении x от сопла форсунки можно найти по формуле [5]

$$v_x = \frac{0,48 v_o}{\frac{ax}{d_o} + 0,145}, \quad (10)$$

где a — коэффициент структуры струи. Принимается равным 0,066.

В поперечных сечениях осесимметричной струи формируются характерные профили скоростей, численные значения которых могут быть найдены по формуле Г. Райхардта

$$v_y = v_x e^{\frac{1}{2} \left(\frac{y}{bv} \right)^2}, \quad (11)$$

где v_y — скорость воздуха в точке, отстоящей на удалении y от центра поперечного сечения струи, м/с;

x — расстояние от выходного отверстия форсунки до рассматриваемого поперечного сечения, м;

b — коэффициент, значение которого для осесимметричных струй принимается равным 0,082.

Анализируя полученные зависимости, приходим к выводу, что увеличить эффективность действия эжекторной установки можно за счет изменения ее геометрических параметров. Из (6) и (7) следует, что к росту депрессии h_ϕ приводит увеличение диаметра сопла форсунки или уменьшения диаметра трубопровода, в котором располагается форсунка. Таким образом, варьируя отношением d_ϕ / d_T , можно конструировать различные по назначению напорно-эжекторные установки.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Гращенков Н.Ф., Левицкий Ж.Г. Регулирование расходов воздуха в выработках шахт с помощью вентиляторов, работающих без перемычки // Горная механика. Труды КарПТИ. Караганда: 1972. С. 30-35.
2. Талиев В.М. Аэродинамика вентиляции. М.: Стройиздат, 1975. 295 с.
3. Рудничная вентиляция: Справочник / Под ред. К.З. Ушакова. М.: Недра, 1988. 440 с.
4. Альтшуль А.Д., Киселев П.Г. Гидравлика и аэродинамика. М.: Стройиздат, 1965. 274 с.
5. Батурин В.В. Основы промышленной вентиляции. М.: Профиздат, 1965. 608 с.

УДК 662.807

Г.К. САПАРОВА

Исследование эжектирующих способностей мелкозернистых материалов при их перегрузках

Перегрузочные узлы можно разделить на стационарного (непрерывного) и периодического действия. Первые характеризуются непрерывным потоком транспортируемого материала в течение длительного времени (например: с конвейера на конвейер, с конвейера в дробильное оборудование, с конвейера на место складирования, из дробилки на конвейер и т.д.), вторые отличаются одноразовой разгрузкой материала (например: из думпкара в бункер, из автосамосвала в бункер или на колосниковый грохот и т.п.). Следовательно, узлы перегрузок кусковых и мелкозернистых материалов являются наиболее характерными, склонными к интенсивному пылевыведению в окружающую атмосферу.

Определение количества воздуха, которое необходимо отсасывать из укрытий, связано с раскрытием закономерностей эжектирующего действия материалов на основании законов движения потоков воздуха из укрытий. Эжектируемый поток воздуха является основной причиной высокой запыленности воздуха в местах перегрузки горной массы.

На горно-перерабатывающих предприятиях характерными являются перегрузки мелкозернистых материалов. К ним относятся частицы, при перегрузках которых необходимо учитывать сопротивление среды. Это учитывается корректировкой коэффициента лобового сопротивления по формуле [1]

$$C = 4,1 Re^{-0,3}, \quad (1)$$

где Re — число Рейнольдса ($Re = v_r d / \nu$; ν — коэффициент кинематической вязкости воздуха, m^2/c).

С учетом формулы (1) мощность воздушного потока от падающего потока мелкозернистого материала с n частицами можно представить как

$$N = \frac{6,15 \cdot Gt \rho v_e^3}{d \cdot R_d^{0,3}}. \quad (2)$$

Мощность воздушного потока, проходящего по желобу, можно представить по известной формуле как

$$N = RQ^3, \quad (3)$$

где R — аэродинамическое сопротивление желоба, $H \cdot c^2/m$;

Q — расход воздуха по желобу, m^3/c .

Комбинируя формулы (2) и (3), получим

$$Q = 1,84 v_r \sqrt{\frac{Gt \rho \cdot q}{d \cdot R_\Sigma \cdot R_e^{0,3}}}. \quad (4)$$

Скорость движения частиц в зависимости от приведенной высоты падения $h_{r,d} = v_e^2 / 2q$ (где $v_e = (2qH)^{1/2}$), плотности материала и размера частиц может быть определена по таблице [1].

Экспериментально установлено [2], что на эжектирующие способности падающего мелкозернистого материала влияет плотность загрузки желоба, поэтому при определении объемов увлекаемого воздуха это обстоятельство должно

учитываться коэффициентом k_q . Значение k_q может быть определено по таблице [1].

ЗНАЧЕНИЕ КОЭФФИЦИЕНТА k_q

$q = \frac{G_T}{F} \cdot \frac{\partial \bar{a}}{i^2 \cdot \bar{n}}$	200	250	300	350	400	500	600	700	800
k_q	1.0	0.8	0.7	0.6	0.5	0.34	0.23	0.17	0.13

Для наклонных желобов при стационарной перегрузке мелкозернистых материалов распределение частиц по высоте носит экспоненциальный характер [3]. Объемная концентрация изменяется по высоте поперечного сечения. Для учета этого обстоятельства в формулу (4) предлагается вводить поправочный коэффициент k_β , который, согласно [2], может иметь следующие значения:

$\beta_{град}$	45	50	60	70	80	90
k_β	0,62	0,72	0,82	0,90	0,95	1,00

Средневзвешенный размер мелкозернистого материала определяется по формуле [2]

$$d = \frac{100 - a}{\sum_{i=1}^n \frac{N_i}{d_i}}, \quad (5)$$

где a — суммарное содержание частиц, скорость витания которых меньше или равна скорости эжектируемого воздуха;

N_i — массовое содержание частиц крупностью d_i , %.

На основании вышеизложенного расход эжектируемого воздуха при перегрузках мелкозернистой массы по вертикальным и наклонным желобам будет равен

$$Q = 1,84 k_q \cdot k_\beta \cdot v_r \sqrt[3]{\frac{G \cdot \rho \cdot t}{d \cdot R_\Sigma \cdot Re^{0,3}}}, \quad m^3/c. \quad (6)$$

Для вертикальных перегрузок $k_\beta = 1$.

При отсутствии желоба мощность эжектируемого потока воздуха можно представить как [4]

$$N = Q \cdot h = Q \cdot 0,5u^2 \cdot \rho \cdot g^{-1}, \quad (7)$$

где h — динамическое давление эжекционного потока, n/m^2 ;

u — скорость движения воздуха, m/c ;

g — ускорение свободного падения, m^2/c .

При непрерывном падении мелкозернистого материала и при отсутствии желобов количество увлекаемого воздуха может быть определено из сравнения формул (2) и (7)

$$Q = 1,85 \sqrt[3]{\frac{G \cdot H \cdot F^2 \cdot q \cdot v_r^2}{d \cdot Re^{0,3}}}, \quad m^3/c. \quad (8)$$

При периодической перегрузке мелкозернистых частиц по желобу мощность воздушного потока, возникаемая при их движении, будет равна

$$N = \frac{6,15 V_0 \cdot \rho \cdot v_r^3}{d \cdot Re^{0,3}}. \quad (9)$$

Количество эжектируемого воздуха при этом будет равно

$$Q = 1,84k_q \cdot k_\beta \cdot v_T \sqrt[3]{\frac{V_0 \cdot \rho}{d \cdot R_2 \cdot Re^{0.3}}}, \text{ м}^3/\text{с}. \quad (10)$$

При одноразовой перегрузке мелкозернистого материала без желоба объемы эжекции будут равны

$$Q = 2,3v_T \sqrt[3]{\frac{V_0 \cdot F^2 \cdot q}{d \cdot Re^{0.3}}}. \quad (11)$$

Таким образом, в результате выполненных теоретических исследований получены

закономерности для определения объемов и расходов эжектируемого воздуха для мелкозернистых материалов при стационарной и периодической их перегрузке по желобам и без них. Полученные зависимости дают основу для управления как перегружаемыми, так и возникаемыми воздушными потоками с целью создания нормальных санитарно-гигиенических условий труда рабочих при меньших объемах аспирации.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Минко В.А. Некоторые вопросы аэродинамики гравитационного потока мелкодисперсного сыпучего материала // Инженерно-физический журнал. Т. XVI. 1969. №6.
2. Афанасьев И.И., Ващенко В.С., Генералов Г.С. и др. Обеспыливание воздуха на фабриках горно-обогатительных комбинатов. М.: Недра, 1972. 184 с.
3. Батурин В.В. Основы промышленной вентиляции. М.: Профиздат, 1956. 197 с.
4. Гращенков Н.Ф., Харьковский В.С., Цай Б.Н. Исследование эжектирующих свойств падающего материала // Горный журнал. Изв. вузов. 1977. №9. С.56-59.

УДК 519.8

Т.Т. ОСПАНОВА

Численное моделирование процессов переноса примеси вдоль равнинных водохранилищ

В настоящее время двумерные (плановые) модели, основанные на уравнениях Сен-Венана с осреднением переменных модели по глубине водоема, широко применяются в гидродинамических расчетах [1]. Изучаются точные решения этих уравнений.

В данной работе исследуется дальний перенос примеси по длине водохранилища. Вычислительный алгоритм построен с использованием разностной схемы повышенной точности для моделирования дальнего переноса примеси. Следует учитывать, что формальное повышение порядка аппроксимации адвективных членов уравнений приводит к осциллирующим численным решениям в областях резких изменений градиентов. Для линейного уравнения переноса не существует монотонных конечно-разностных схем с постоянными коэффициентами выше первого порядка аппроксимации. Это обусловило развитие адаптивных к решению численных алгоритмов, обеспечивающих сохранение монотонности численного решения и высокий порядок численной схемы (TVD-, TVB-, ENO-схемы и др.).

В настоящей работе для повышения точности схемы используется известный подход Ошера-Чакраварти, который в случае скалярных законов сохранения гарантирует невозрастание полной вариации (TVD-свойство) численного решения со временем. Данная методика является обобщением принципа минимальных значений производных и позволяет строить схемы третьего порядка аппроксимации на гладких, плавно изменяющихся решениях. Различные модификации данного алгоритма широко используются в современных методах вычислительной аэрогидродинамики. На его основе предложена простая в реализации консервативная схема предиктор-корректор для уравнений газовой динамики, позволившая получить

достаточно точные численные решения разрывов сложной структуры на относительно грубых сетках. Процедура построения TVD-схем Ошера-Чакраварти применена в схемах решения пространственных задач гидродинамики в областях реальных конфигураций, таких как проточные части гидротурбин. В настоящей работе такой подход используется при численном моделировании процессов переноса примеси вдоль равнинных водохранилищ.

1. **Постановка задачи.** Законы сохранения импульсов, массы и уравнения переноса примеси для турбулентного осредненного по глубине течения запишем в следующем виде:

$$\frac{\partial Q_1}{\partial t} + \frac{\partial u_\alpha Q_1}{\partial x_\alpha} - lQ_2 = -gH \frac{\partial z}{\partial x_1} + \frac{\partial}{\partial x_\alpha} HK \frac{\partial u_1}{\partial x_\alpha} - \frac{r|Q_1|Q_1}{H^2}, \quad (1)$$

$$\frac{\partial Q_2}{\partial t} + \frac{\partial u_\alpha Q_2}{\partial x_\alpha} - lQ_1 = -gH \frac{\partial z}{\partial x_2} + \frac{\partial}{\partial x_\alpha} HK \frac{\partial u_2}{\partial x_\alpha} - \frac{r|Q_2|Q_2}{H^2},$$

$$\frac{\partial z}{\partial t} + \frac{\partial Q_1}{\partial x_1} + \frac{\partial Q_2}{\partial x_2} = 0,$$

$$\frac{\partial HC}{\partial t} + \frac{\partial Q_\alpha C}{\partial x_\alpha} = \frac{\partial}{\partial x_\alpha} HD \frac{\partial C}{\partial x_\alpha} - k_N HC, \quad \alpha = 1, 2. \quad (2)$$

Здесь t — время;

z — отметка отклонения водной поверхности от ее невозмущенного состояния;

$H(t, x_1, x_2)$ — глубина водоема;

u_1, u_2 — составляющие скорости жидкости по осям x_1, x_2 соответственно;

l — параметр Кориолиса;

r — коэффициент трения о дно;

K — коэффициент турбулентной вязкости;

D — коэффициент турбулентной диффузии вещества;

$Q_i = Hu_i$ — удельный расход;

C — концентрация примеси;

k_C — коэффициент распада примеси.

Наличие горизонтального турбулентного обмена (продольной дисперсии) в уравнениях импульсов (1) обусловило возможность задания граничных условий, содержащих турбулентные или полные потоки импульсов. Краевые условия для системы уравнений (1), (2) записываются в следующем виде. На твердых границах (берег) заданы условия непротекания и отсутствия турбулентных потоков импульсов и примеси:

$$Q_n = 0, \quad HK \frac{\partial u_i}{\partial n} = 0 \quad (i=1,2), \quad HD \frac{\partial C}{\partial n} = 0. \quad (3)$$

На жидких границах, где вода вытекает из водоема, заданы расход воды и условие отсутствия турбулентных потоков импульсов и примеси:

$$Q_n = f_n(x,t), \quad HK \frac{\partial u_i}{\partial n} = 0 \quad (i=1,2), \quad HD \frac{\partial C}{\partial n} = 0. \quad (4)$$

На жидких границах, где вода втекает в водоем, заданы расход, полный поток импульсов и полный поток примеси:

$$Q_n = f_n(x,t), \quad Q_n u_i - HK \frac{\partial u_i}{\partial n} = f_n(x,t), \quad (i=1,2), \quad Q_n C - HD \frac{\partial C}{\partial n} = f_C(x,t). \quad (5)$$

В (3)-(5) n — вектор нормали к береговому контуру; Q_n — нормальная составляющая вектора удельного расхода; f_n, f_{ni}, f_C — заданные функции.

Помимо граничных условий (3)-(5) необходимо задать начальные распределения искоемых параметров: $Q_1 = Q_1(x_1, x_2)$, $Q_2 = Q_2(x_1, x_2)$, $C = C(x_1, x_2)$, $z = z(x_1, x_2)$, при $z = 0$.

2. Разностные уравнения. Для численного решения сформулированной задачи используется разнесенная С-сетка Аракавы. При этом разностный аналог уравнений (1), (2) записывается в следующем виде:

$$\begin{aligned} \frac{Q_1^{m+1} - Q_1^m}{\tau} &= -gH \frac{\partial}{\partial x_1} \frac{z^{m+1} + z^m}{2} - \frac{r|Q|Q_1^{m+1}}{H^2} + \Lambda_1 u_1^m, \\ \frac{Q_2^{m+1} - Q_2^m}{\tau} &= -gH \frac{\partial}{\partial x_2} \frac{z^{m+1} + z^m}{2} - \frac{r|Q|Q_2^{m+1}}{H^2} + \Lambda_2 u_2^m, \\ \frac{z^{m+1} - z^m}{\tau} + \frac{\partial}{\partial x_1} \frac{Q_1^{m+1} + Q_1^m}{2} + \frac{\partial}{\partial x_2} \frac{Q_2^{m+1} + Q_2^m}{2} &= 0, \\ \frac{(HC)^{m+1} - (HC)^m}{\tau} &= \Lambda_n C^m - k_n HC^{m+1}. \end{aligned} \quad (6)$$

Здесь τ — шаг по времени;

m — номер временного слоя;

$\Lambda_1, \Lambda_2, \Lambda_C$ — конечно-разностные операторы для адвективных членов, а также для членов, характеризующих горизонтальный обмен и силы Кориолиса. При аппроксимации адвективных членов использована указанная выше процедура построения TVD-схем Ошера-Чакраварти.

Вычислительный алгоритм включает пересчет (корректор) с m -го слоя на $m+1$ -й слой, обеспечивающий второй порядок точности по

времени, при этом значения величин на половинном слое определяются как полусумма их значений на m -м слое и значений на $(m+1)$ -м слое, полученных на предыдущем этапе (предиктор). Уравнение для уровня водной поверхности решается с использованием итерационного метода верхней релаксации.

Приведем подробную процедуру построения этого алгоритма и описание их свойств [2]. Для этого построим равномерную квадратную сетку $\omega_{h\tau}$:

$$\omega_{h\tau} = \left\{ \begin{aligned} x_i &= i \cdot h, x_j = j \cdot h, t_m = m \cdot \tau, i = \overline{0, N_1}, j = \overline{0, N_2}, \\ N_1 &= 20, N_2 = 6, h = 0,2, T = 22800, m = 114, \tau = 200 \end{aligned} \right\}$$

Для $(Q_1^{m+1})_{ij}, (Q_2^{m+1})_{ij}$ из (6) получим:

$$\begin{aligned} (Q_1^{m+1})_{ij} &= -\frac{\tau \cdot g H_{ij}^m \cdot E_{ij}^m}{2h_1} (z_{ij}^{m+1} - z_{i-1,j}^{m+1} + z_{ij}^m - z_{i-1,j}^m) - \frac{\tau \cdot E_{ij}^m}{h_1} \times \\ &\times \left((U_1^m)_{ij} (Q_1^m)_{ij} - (U_1^m)_{i-1,j} (Q_1^m)_{i-1,j} \right) + \frac{1}{h_1} \left(H_{i+1,j}^m K_{i+1,j}^m (U_1^m)_{i+1,j} - \right. \\ &\left. - (U_1^m)_{ij} (H_{i+1,j}^m K_{i+1,j}^m + H_{ij}^m K_{ij}^m) + (U_1^m)_{i-1,j} H_{ij}^m K_{ij}^m \right) + (Q_1^m)_{ij} \cdot E_{ij}^m, \\ (Q_2^{m+1})_{ij} &= -\frac{\tau \cdot g H_{ij}^m \cdot E_{ij}^m}{2h_2 E_{ij}^m} (z_{ij}^{m+1} - z_{ij-1}^{m+1} + z_{ij}^m - z_{ij-1}^m) - \frac{\tau \cdot E_{ij}^m}{h_2} \times \\ &\times \left((U_2^m)_{ij} (Q_2^m)_{ij} - (U_2^m)_{ij-1} (Q_2^m)_{ij-1} \right) + \frac{1}{h_2} \left(H_{ij+1}^m K_{ij+1}^m (U_2^m)_{ij+1} - \right. \\ &\left. - (U_2^m)_{ij} (H_{ij+1}^m K_{ij+1}^m + H_{ij}^m K_{ij}^m) + (U_2^m)_{ij-1} H_{ij}^m K_{ij}^m \right) + (Q_2^m)_{ij} \cdot E_{ij}^m, \end{aligned} \quad (7)$$

$$\text{где } E_{ij}^m = \frac{(H_{ij}^m)^2}{(H_{ij}^m)^2 + \tau \cdot r \sqrt{(Q_1^m)_{ij}^2 + (Q_2^m)_{ij}^2}}.$$

Подставляя (7) в третье уравнение (6) и введя обозначения, получим:

$$\begin{aligned} z_{ij}^{m+1} \left(1 - (B_1^m)_{ij} - (S_1^m)_{ij} \right) + z_{ij-1}^{m+1} \left((S_1^m)_{ij} + (P_1^m)_{ij} \right) - z_{ij-2}^{m+1} (P_1^m)_{ij} + \\ + z_{i-1,j}^{m+1} \left((B_1^m)_{ij} + (A_1^m)_{ij} \right) - z_{i-2,j}^{m+1} (A_1^m)_{ij} - z_{ij}^m \left(1 + (B_1^m)_{ij} + (S_1^m)_{ij} \right) + \\ + z_{ij-1}^m \left((S_1^m)_{ij} + (P_1^m)_{ij} \right) - z_{ij-2}^m (P_1^m)_{ij} + z_{i-1,j}^{m+1} \left((B_1^m)_{ij} + (A_1^m)_{ij} \right) - \\ - z_{i-2,j}^m (A_1^m)_{ij} + \tau \cdot \phi_{ij}^m = 0, i = \overline{1, N_1}, j = \overline{1, N_2}, m = \overline{0, m_k}, \end{aligned} \quad (8)$$

$$\text{где } \phi_{ij}^m = \frac{1}{2} \left(\sum_{\alpha=1}^2 \Lambda_{\alpha} (E^m Q_{\alpha}^m + Q_{\alpha}^m) + \tau \left(\sum_{\alpha=1}^2 \Lambda_{\alpha} (H^m K^m \Lambda_{\alpha} (U_{\alpha}^m)) - \sum_{\alpha=1}^2 \Lambda_{\alpha} (U_{\alpha}^m Q_{\alpha}^m) \right) \right), \alpha = 1, 2;$$

$$(B_1^m)_{ij} = \frac{\tau^2 g \cdot H_{ij}^m}{4h_1^2 \cdot E_{ij}^m}, \quad (A_1^m)_{ij} = \frac{\tau^2 g \cdot H_{i-1,j}^m}{4h_1^2 \cdot E_{i-1,j}^m},$$

$$(P_1^m)_{ij} = \frac{\tau^2 g \cdot H_{ij-1}^m}{4h_2^2 \cdot E_{ij-1}^m}, \quad (S_1^m)_{ij} = \frac{\tau^2 g \cdot H_{ij}^m}{4h_2^2 \cdot E_{ij}^m}.$$

Для сведения (8) на двумерное уравнение введем обозначения:

$$\begin{aligned}
 l &= N_2 \cdot (i-1) + j, i = \overline{1, N_1}, j = \overline{1, N_2} \\
 (G_1)_{ij} &= 1 - (B_1^m)_{ij} - (S_1^m)_{ij}, (G_1)_{i-1} = \\
 &= (P_1^m)_{ij} - (S_1^m)_{ij}, (G_1)_{i-2} = (A_1^m)_{ij} + (B_1^m)_{ij}; \\
 (G_1)_{i-2, N_2} &= -(A_1^m)_{ij}, (\varphi_1)_i = \varphi_{ij}^m \cdot \tau, (y)_i = z_{ij}^m, (y^m)_i = z_{ij}^{m+1}
 \end{aligned} \tag{9}$$

Таким образом получили квадратную матрицу $(G_1)_{ij}$, $(i = \overline{1, n}, j = \overline{1, n})$, векторы $(\varphi_1)_i$, $(y)_i$, $(y^m)_i$, $(i = \overline{1, n})$, где $n = N_1 \cdot N_2$. Тогда уравнение (8) примет вид:

$$\sum_{j=1}^i (G_1)_{ij} (y^m)_j + \sum_{j=1}^i (G_1)_{ij} (y)_j - 2y_i + (\varphi_1)_i = 0, i = \overline{1, n}. \tag{10}$$

Как видно из (10), верхняя треугольная матрица обращается в нуль. Для решения уравнения (10) используем метод верхней релаксации:

$$\left(A^{-1} + \frac{1}{\omega} D \right) \cdot (y^{m+1} - y^m) + A \cdot y^m = f, \tag{11}$$

где ω — параметр сходимости ($0 < \omega < 2$).

Записываем (10) в виде (11):

$$\begin{aligned}
 &\left(\sum_{j=1}^{i-1} (G_1)_{ij} + \frac{1}{\omega} (G_1)_{ii} \right) \cdot \left((y^m)_j - (y)_j \right) + \\
 &+ 2 \sum_{j=1}^i (G_1)_{ij} (y)_j - 2y_i + (\varphi_1)_i = 0, i = \overline{1, n}.
 \end{aligned}$$

Отсюда находим:

$$\begin{aligned}
 (y^m)_j &= -\frac{\omega}{(G_1)_{ii}} \left(\sum_{j=1}^{i-1} (G_1)_{ij} (y^m)_j + \sum_{j=1}^{i-1} (G_1)_{ij} (y)_j + \right. \\
 &+ 2y_i \left((G_1)_{ii} - 1 \right) + (\varphi_1)_i \left. \right) + y_i, i = \overline{1, n}.
 \end{aligned} \tag{12}$$

Для определения z_{ij}^{m+1} обратно используем (12):

$$l = N_2 \cdot (i-1) + j, \text{ и } z_{ij}^{m+1} = (y^m)_l, \tag{13}$$

где $i = \overline{1, N_1}, j = \overline{1, N_2}$.

Подставляя значения z_{ij}^{m+1} в (7), находим расход $(Q_1^{m+1})_{ij}$ и $(Q_2^{m+1})_{ij}$. Далее определяем концентрацию примеси C_{ij}^{m+1} в (7):

$$\begin{aligned}
 C_{ij}^{m+1} &= \frac{1}{H_{ij}^{m+1} + \tau k_c H_{ij}^m} \left(H_{ij}^m C_{ij}^m - \frac{\tau}{h_1} \left((Q_1^m)_{ij} C_{ij}^m - \right. \right. \\
 &- (Q_1^m)_{i-1j} C_{i-1j}^m \left. \right) - \frac{\tau}{h_1^2} \left((H_{i+1j}^m D_{i+1j}^m C_{i+1j}^m - \right. \\
 &\left. \left. - (H_{i+1j}^m D_{i+1j}^m + H_{ij}^m D_{ij}^m) C_{ij}^m + H_{ij}^m D_{ij}^m C_{i-1j}^m \right) \right),
 \end{aligned} \tag{14}$$

где $H_{ij}^{m+1} = H_{ij}^m + z_{ij}^{m+1}, D_{ij}^m = 6,2 H_{ij}^m \sqrt{(U_1)_{ij}^2 + (U_2)_{ij}^2}$.

3. Результаты численных расчетов. Для тестирования предложенного алгоритма численно решена задача о распространении консервативной примеси ($k_c = 0$) в канале (рис. 1). Длина канала полагалась равной 20 км, ширина — 6 км, глубина — 10 м. В расчетной области строилась равномерная

квадратная сетка с шагами, равными 200 м. Шаг по времени полагался равным 200 с.

Сначала был проведен расчет установившегося равномерного течения в канале со скоростью 0,5 м/с при заданных расходах $Q_1 = 5 \text{ м}^3/\text{с}$ во входном (левая граница) и выходном (правая граница) сечениях. При этом коэффициенты турбулентной диффузии K и D полагались равными [1]: $K = D = 6,2 H u_*$ (u_* — динамическая скорость на дне водоема).

Фоновая концентрация примеси составляла 5 мкг/л. Затем моделировался локальный сброс примеси в средней части входного сечения (полосе шириной 800 м), в которой задавалась концентрация примеси, равная 30 мкг/л. Через 2800 с это условие скачкообразно переносилось на всю область входного сечения.

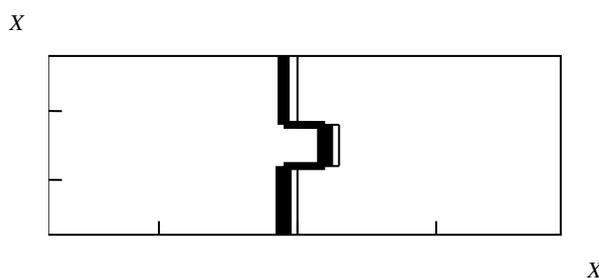


Рис. 1

На рис. 1 представлены результаты расчета распространения примеси в момент времени $t = 22800$ с (114 шагов по времени), полученные по предложенной TVD-схеме предиктор-корректор второго порядка аппроксимации. Видны внутренние слои, ширина которых составляет три разностных интервала. Их положение соответствует точному разрывному решению задачи при отсутствии диффузионного переноса, что подтверждает консервативность схемы. Следует также отметить неосциллирующее поведение численного решения в областях с особенностями. Дальнейшее измельчение сетки не приводит к повышению точности расчета. Это свидетельствует о том, что диссипативные свойства схемы не преобладают над диффузионными свойствами модели.

На основе изложенной выше модели и указанной численной схемы выполнены расчеты течения и процессов дальнего переноса примеси в Интумакском водохранилище.

Интумакское водохранилище представляет собой неширокий вытянутый водоем (рис.2) протяженностью около 10 км. Основные параметры Интумакского водохранилища следующие: максимальная ширина 3 км, максимальная глубина 6,61 м, средняя глубина 3,2 м. Расход воды в водохранилище составляет $1000 \text{ м}^3/\text{с}$, коэффициент трения одно 0,067.

В численных расчетах шаг по времени составлял 5 с, шаг сетки — 200 м. Расход воды в водохранилище во входном сечении равен $Q_1 = 1000 \text{ м}^3/\text{с}$. Расчет стокового течения был начат от состояния покоя при начальной концентрации примеси, равной 5 мкг/л. Во входных сечениях задавались также фоновые

значения концентрации примеси, равные 5 мкг/л. Сначала был проведен расчет начального распределения во входном (левая граница) сечении скорости течения и расхода воды:

$$(U_{\alpha})_{ij} = \frac{(Q_{\alpha})_{ij}}{S_{ij}}, \alpha = 1, 2, S_{ij} = H_{ij} \cdot h_2, (Q_{\alpha})_{ij} = (U_{\alpha})_{ij} \cdot H_{ij}.$$

Заданы функции:

$$(f_n)_j = (Q_1^m)_{0j}, (f_{n_k})_j = (Q_1^m)_{N_1j}, (f_{n_1})_j = (Q_1^m)_{0j} \cdot (U_1)_{0j},$$

$$(f_{n_2})_j = (Q_2^m)_{0j} \cdot (U_2)_{0j}, (f_{n_c})_j = 0,005 * (Q_1^m)_{0j}.$$

Анализ результатов расчета показал динамику распространения примеси в водохранилище при ее поступлении с водами через входное сечение с постоянной концентрацией 5 мкг/л. Распределение примеси по длине водохранилища имеет структуру «волны». Примесь продвигается вдоль водохранилища, сохраняя постоянную концентрацию за фронтом «волны». Численные данные результата совпали с экспериментальными данными.

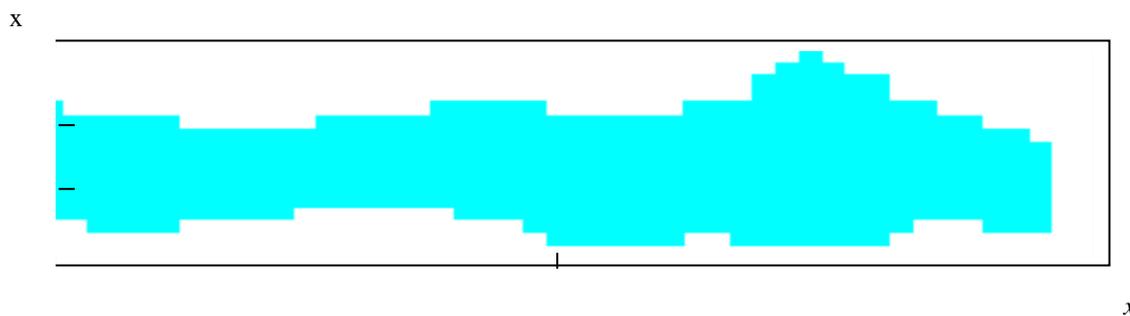


Рис. 2

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Квон В.И., Квон Д.В., Зонов С.Д., Карамышев В.Б. Численный расчет течений и дальнего переноса примеси в равнинных водохранилищах // Прикладная механика и техническая физика. Новосибирск: СО РАН. 2003. Т.44. №6. С. 158-163.
2. Самарский А.А. Теория разностных схем. М.: Наука, 1989.

УДК 519.7+539.3

*Н.Т. ЖАДРАСИНОВ
А.С. КАНАТОВ*

Криволинейная треугольная сетка в плоской задаче теории упругости

Предлагаются модифицированные криволинейные треугольные ячейки (рис. 1) для двумерных задач механики деформируемого твердого тела применительно к областям со сложными внутренними и внешними границами. Численные методы, основанные на сеточной аппроксимации и применяемые к краевым задачам теории упругости в произвольной области, требуют, чтобы она была близка к действительной. Этого легче добиться при разбиении области на треугольные криволинейные элементы [1].

Обычно в методе конечных элементов (МКЭ) применяются прямолинейные треугольные элементы, напряжения и деформации в них считаются линейно распределенными по элементам, компоненты вектора смещений относятся к вершинам элементов. Из-за такого ограничения они не дают реального представления о напряженно-деформированном состоянии и в конечном счете приводят к искажению точности. Чтобы избежать таких недостатков, в данном подходе рассматриваются треугольные криволинейные элементы.

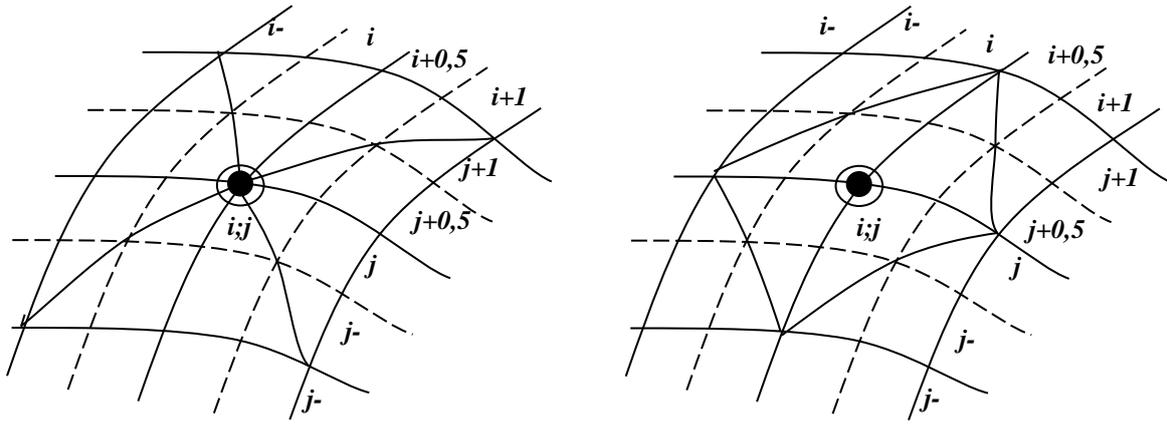


Рис. 1

При решении плоской задачи теории упругости, наложив сетку на рассматриваемую область, дискретизируем векторное уравнение равновесия:

$$\frac{\partial \sqrt{a} \bar{\sigma}^1}{\partial \delta^1} + \frac{\partial \sqrt{a} \bar{\sigma}^2}{\partial \delta^2} + \sqrt{a} \bar{V} = 0. \quad (1)$$

Модифицированные криволинейные сетки, имеют формы треугольников с разными ориентациями. Явное преимущество таких сеток демонстрируется при дискретизации элементов с различными очертаниями внешних контуров и внутренних границ.

Для этого выбрана местная система координат $x^1 x^2$, определяющая координаты каждой точки области. Параметры сетки приняты так, чтобы расстояние между узлами на координатных линиях равнялись единице. Искомые функции определяются в определенных узлах разностной сетки методом криволинейных сеток (МКС).

Контравариантные компоненты векторов напряжений $\bar{\sigma}^1, \bar{\sigma}^2$ определяются в промежуточных узлах, а компоненты вектора перемещений заданы в основных узлах разностной сетки.

Так как напряжения $\sigma^{\alpha 1}$ определяются в узлах $(j \pm 0.5; i)$, а $\sigma^{\alpha 2}$ в $(j; i \pm 0.5)$, то необходимо и все компоненты деформации определять в тех же узлах:

$$\begin{aligned} (\sigma^{\alpha 1})_{i \pm 0.5; j} &= \left\{ \frac{Eh}{1-\nu^2} \left[\nu a^{\alpha 1} a^{\gamma \omega} + (1-\nu) a^{\alpha \gamma} a^{1\omega} \varepsilon_{\gamma \omega} \right] \right\}_{i \pm 0.5; j}; \\ (\sigma^{\alpha 2})_{i; j \pm 0.5} &= \left\{ \frac{Eh}{1-\nu^2} \left[\nu a^{\alpha 2} a^{\gamma \omega} + (1-\nu) a^{\alpha \gamma} a^{2\omega} \varepsilon_{\gamma \omega} \right] \right\}_{i; j \pm 0.5}. \end{aligned} \quad (2)$$

Сами деформации выражаются через векторы перемещения и окончательно выглядят так:

$$\begin{aligned} \varepsilon_{11i+0.5; j} &= \pm \left(u_{1i \pm 1; j} \cdot a_{1i \pm 0.5; j}^{1i \pm 1; j} + u_{2i \pm 1; j} \cdot a_{1i \pm 0.5; j}^{2i \pm 1; j} - \right. \\ &\quad \left. - u_{1i; j} \cdot a_{1i \pm 0.5; j}^{1i; j} - u_{2i; j} \cdot a_{1i \pm 0.5; j}^{2i; j} \right); \\ \varepsilon_{22i; j \pm 0.5} &= \pm \left(u_{1i; j \pm 1} \cdot a_{1i; j \pm 1}^{1i; j \pm 1} + u_{2i; j \pm 1} \cdot a_{1i; j \pm 1}^{2i; j \pm 1} - \right. \\ &\quad \left. - u_{1i; j} \cdot a_{2i; j \pm 0.5}^{1i; j} - u_{2i; j} \cdot a_{2i; j \pm 0.5}^{2i; j} \right); \\ \varepsilon_{12i \pm 0.5; j} &= \frac{1}{2} \left[\pm \left(u_{1i; j \pm 1} \cdot a_{2i \pm 0.5; j}^{1i \pm 1; j} + u_{2i; j \pm 1} \cdot a_{2i \pm 0.5; j}^{2i \pm 1; j} - \right. \right. \\ &\quad \left. \left. - u_{1i; j} \cdot a_{2i \pm 0.5; j}^{1i; j} - u_{2i; j} \cdot a_{2i \pm 0.5; j}^{2i; j} \right) \right]. \end{aligned} \quad (3)$$

По аналогии можно получить выражения деформации $\varepsilon_{21i; j \pm 0.5}$, $\varepsilon_{11i; j \pm 0.5}$ и $\varepsilon_{22i \pm 0.5; j}$ [2].

Последовательно подставляя соотношения (3) в (2), затем в (1), получаем скалярные алгебраические уравнения в узлах сетки в перемещениях. Разрешающая система уравнений задачи построена последовательным обходом узлов сеточной области, наложенной на рассчитываемый объект.

В качестве примера применения описанной выше методики, для проверки ее сходимости и составленной на ее основе вычислительной программы исследован длинный толстостенный круговой цилиндр под действием внутреннего единичного давления по поверхности отверстия (рис. 2, а), находящийся в условиях плоской деформации. Обычно такие задачи встречаются при исследовании

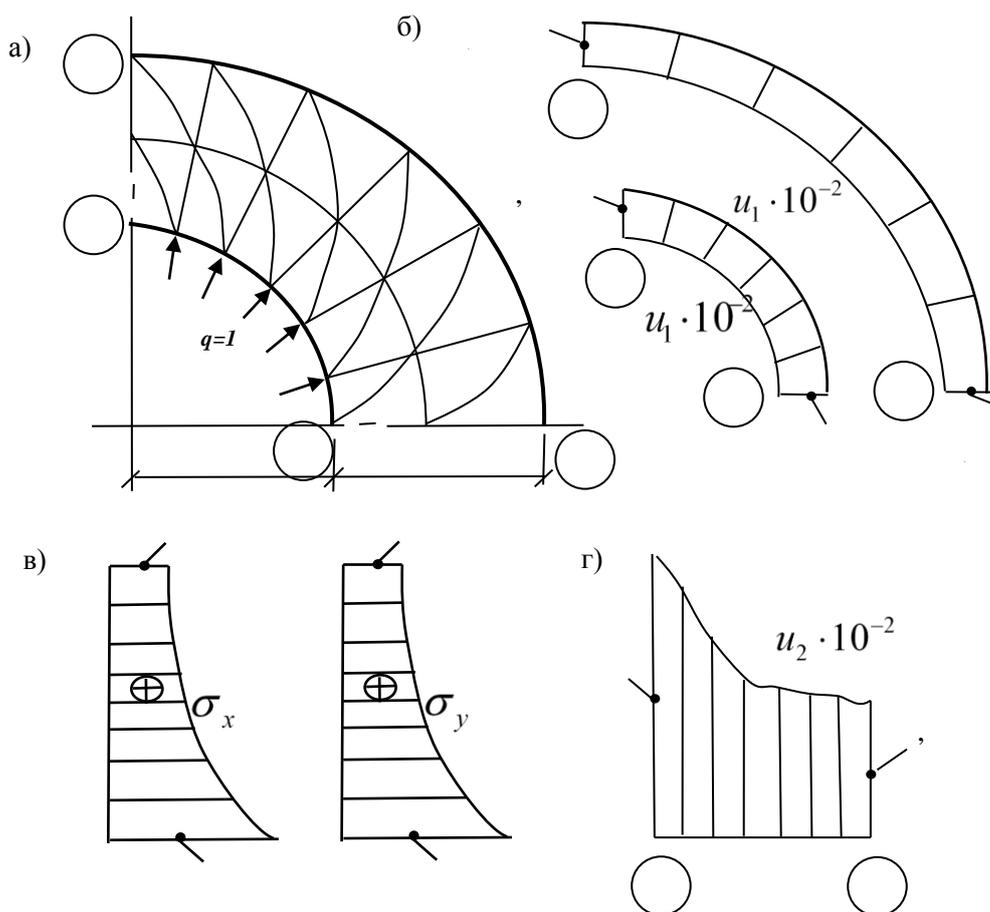


Рис. 2

напряженного состояния сосудов высокого давления, используемые в химической промышленности. Расстояние между центром отверстия и наружной круговой поверхностью составляет 2 радиуса отверстия $r = 1,0$ см. Модуль упругости и коэффициент Пуассона принимались: $E = 100$ кПа, $\nu = 0,3$. Из-за наличия двух осей симметрии, рассматривалась одна четверть симметрии поверхности отверстия. Исследуемая область разбивалась равномерно распределенной криволинейной треугольной сеткой. Следует отметить, что для данной задачи имеется также численное решение методом граничных элементов (МГЭ) Бенерджи и Баттерфилда [3].

Результаты расчетов, произведенные данной методикой, показывают, что возникшие компоненты напряжения σ_x , σ_y в сторонах осей симметрии и компоненты перемещений u_1 , u_2 на внутренних границах и внешнем контуре цилиндра совпадают с решениями МГЭ точно до 10^4 .

На рис. 2 приведены результаты решения данной задачи с помощью предлагаемой методики, эпюры изменения горизонтальной и вертикальной составляющих напряжений (в) и перемещений (б, г), наглядно демонстрирующие хорошую сходимость и высокую точность.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Иманбаева Л.Х., Канатов А.С., Муздыбаев Е.К., Лещева Л.Н. Метод криволинейных сеток в треугольных элементах // Тезисы докладов 10-й Межвузовской конференции по математике и механике / ЭВЕРО. Алматы, 2004. С. 129.
2. Жадрасинов Н.Т. Нелинейная деформация составных оболочек. Алматы: Ғылым, 1998. 174 с.
3. Бенерджи П., Баттерфилд Р. Методы граничных элементов в прикладных науках. М.: Мир, 1984. 494 с.

УДК 624

Ж.С. НУГУЖИНОВ
 А.Ю. КУРОХТИН
 И.А. КУРОХТИНА

Исследование несущей способности железобетонного изгибаемого элемента с трещиной

Обеспечение безопасности эксплуатации и продление ресурса конструкции тесно переплетается с анализом напряженно-деформированного состояния. Наличие трещин может привести к полному выходу конструкции из работы.

Современные методы контроля позволяют выявлять дефекты типа трещин еще на стадии изготовления изделий, однако трещины могут быть пропущены при контроле или зародиться в сложных условиях эксплуатации. Факторы, определяющие раскрытие

нормальных трещин в железобетонных конструкциях, разнообразны: нагрузки и воздействия, качество изготовления, внутренние свойства железобетонной конструкции. Многие из этих факторов имеют случайный характер, что необходимо учитывать в расчетах. С увеличением срока эксплуатации под воздействием нагрузок и окружающей среды напряженное состояние железобетонной конструкции не остается постоянным, а его изменение отражается на ширине раскрытия трещин от нормальных напряжений и механизме ее продвижения. Расчетная модель изгибаемого элемента с трещиной [1] отличается простотой и связывает длину продвижения трещины с несущей способностью сечения железобетонного элемента. Методика расчета трещины базируется на использовании диаграммы нелинейного деформирования материала, устанавливает зависимость между длиной вертикальной трещины, внешним изгибающим моментом и несущей способностью элемента. Предлагаемую методику можно разделить на шесть этапов:

1) задаются физико-геометрические характеристики сечения;

2) определяется положение нейтральной оси (1);

$$z_0 = \frac{pF_a n}{b\gamma} \left[-1 + \sqrt{1 + \frac{2b\gamma h_1}{pF_a n}} \right]; \quad (1)$$

3) вычисляется максимальное сжимающее напряжение на основании (2)

$$\sigma_d = \frac{M}{bz_0 \left[\frac{z_0 \gamma_1}{15(1-\delta^2)} + \frac{\gamma}{2}(h_1 - z_0) \right]}; \quad (2)$$

4) определяется напряжение в арматуре по формуле (3)

$$\sigma_c = \frac{Z_c}{pF_a} = \frac{D}{pF_a} = \frac{\sigma_d b z_0 \gamma}{2pF_a} = \frac{\gamma M}{2pF_a \left[\frac{z_0 \gamma_1}{15(1-\delta^2)} + \frac{\gamma}{2}(h_1 - z_0) \right]}; \quad (3)$$

5) проверяются условия прочности на основании (4)

$$\max \sigma_d \leq [\sigma_b]; \quad \max \sigma_c \leq [\sigma]; \quad (4)$$

6) находится длина вертикальной трещины по формуле (5)

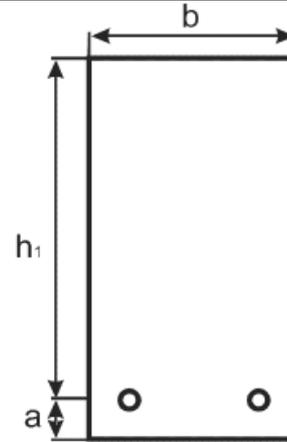
$$l = h - (1 + \delta)z_0. \quad (5)$$

Применим данную методику к расчету железобетонного сечения (рис.) под действием внешнего момента $M = 0.2 \cdot M_{разр}$ и $M = M_{разр}$, где $M_{разр} = 120$ кН/м — разрушающий момент, при котором не обеспечивается несущая способность элемента. Расчетные характеристики бетона, арматуры и геометрия сечения представлены в табл. 1.

Таблица 1

Бетон В-20	Арматура А-III	Сечение
$R_b = 11.54$ МПа	$R_s = 354.5$ МПа	$h = 60$ см

$R_{bt} = 0.933$ МПа	$E_s = 2 \cdot 10^5$ МПа	$b = 40$ см
$E_b = 2.077 \cdot 10^4$ МПа	$A_s = 6.28$ см ²	$a = 5$ см



Варьируя параметром длины растянутой зоны в пределе $0 \leq \delta \leq 0.99$, представим результаты в табличном виде: для $M = 0.2 \cdot M_{разр}$ — таблица 2, $M = M_{разр}$ — таблица 3.

Таблица 2

δ	z_0 , см	y , см	l , см	σ_d , МПа	σ_c , МПа
0	11.4722	0	48.5278	2.0439	74.6768
0.1	11.5232	1.1523	47.3245	2.0527	74.5772
0.2	11.6806	2.3361	45.9832	2.0781	74.213
0.3	11.9587	3.5876	44.4537	2.119	73.4386
0.4	12.3852	4.9541	42.6608	2.1733	72.007
0.5	13.0107	6.5053	40.484	2.2359	69.4847
0.6	13.9295	8.3577	37.7128	2.2926	65.0887
0.7	15.3349	10.7344	33.9307	2.3043	57.394
0.8	17.6997	14.1598	28.1405	2.1682	43.9981
0.81	18.0291	14.6036	27.3672	2.1387	42.2304
0.82	18.3835	15.0745	26.542	2.1051	40.3751
0.83	18.7659	15.5757	25.6583	2.067	38.431
0.84	19.1802	16.1114	24.7084	2.024	36.3979
0.85	19.631	16.6863	23.6827	1.9757	34.2769
0.86	20.1236	17.3063	22.57	1.9217	32.0701
0.87	20.6651	17.9786	21.3563	1.8615	29.7813
0.88	21.2638	18.7121	20.0241	1.7946	27.4163
0.89	21.9305	19.5181	18.5514	1.7206	24.9831
0.9	22.6791	20.4112	16.9097	1.639	22.4926
0.91	23.528	21.4105	15.0615	1.5495	19.9585
0.92	24.502	22.5418	12.9562	1.4516	17.3986
0.93	25.6356	23.8411	10.5232	1.3449	14.8345
0.94	26.979	25.3603	7.6607	1.2292	12.293
0.95	28.6083	27.1779	4.2137	1.1039	9.8062
0.96	30.6466	29.4208	-0.0674	0.9688	7.4133
0.97	33.311	32.3117	-5.6227	0.8233	5.1617
0.98	37.0356	36.2949	-13.3306	0.6661	3.1114
0.99	42.8918	42.4629	-25.3547	0.4945	1.3441

Таблица 3

δ	z_0 , см	y , см	l , см	σ_d , МПа	σ_c , МПа
0	11.4722	0	48.5278	10.2197	373.384
0.1	11.5232	1.1523	47.3245	10.2636	372.886
0.2	11.6806	2.3361	45.9832	10.3906	371.0648
0.3	11.9587	3.5876	44.4537	10.595	367.1929
0.4	12.3852	4.9541	42.6608	10.8666	360.0349
0.5	13.0107	6.5053	40.484	11.1796	347.4233
0.6	13.9295	8.3577	37.7128	11.4628	325.4437
0.7	15.3349	10.7344	33.9307	11.5217	286.9699
0.8	17.6997	14.1598	28.1405	10.8409	219.9907
0.81	18.0291	14.6036	27.3672	10.6935	211.1522
0.82	18.3835	15.0745	26.542	10.5255	201.8753
0.83	18.7659	15.5757	25.6583	10.335	192.1548
0.84	19.1802	16.1114	24.7084	10.1201	181.9897
0.85	19.631	16.6863	23.6827	9.8786	171.3846
0.86	20.1236	17.3063	22.57	9.6084	160.3505
0.87	20.6651	17.9786	21.3563	9.3073	148.9066
0.88	21.2638	18.7121	20.0241	8.9728	137.0815
0.89	21.9305	19.5181	18.5514	8.6029	124.9157
0.9	22.6791	20.4112	16.9097	8.1952	112.4628
0.91	23.528	21.4105	15.0615	7.7476	99.7926
0.92	24.502	22.5418	12.9562	7.2581	86.9928
0.93	25.6356	23.8411	10.5232	6.7247	74.1726

0.94	26.979	25.3603	7.6607	6.1458	61.4649
0.95	28.6083	27.1779	4.2137	5.5196	49.0311
0.96	30.6466	29.4208	-0.0674	4.8441	37.0663
0.97	33.311	32.3117	-5.6227	4.1164	25.8083
0.98	37.0356	36.2949	-13.3306	3.3307	15.5568
0.99	42.8918	42.4629	-25.3547	2.4723	6.7206

Анализируя результаты табл. 2 и 3, приходим к выводу, что эксплуатация элемента для $M = 0.2 \cdot M_{разр}$ возможна при максимальной длине трещины $l \leq 48.53$ см, для $M = M_{разр}$ при $l \leq 40.48$ см, т.к. с дальнейшим увеличением длины вертикальной трещины напряжения, которые возникнут в арматуре, превысят расчетные, и несущая способность железобетонного элемента полностью будет исчерпана. Преимущество методики такого расчета состоит в определении диапазона несущей способности элемента при заданном внешнем моменте, т.е. в нахождении максимальной длины вертикальной трещины, при которой полностью наступит разрушение элемента, а также диапазона длин трещин, при которых его эксплуатация пока возможна. С увеличением длины вертикальной трещины происходит накопление напряжений в арматуре и перераспределение напряжений в крайнем волокне сжатой зоны бетона, соответствующее реальному процессу.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Нугужин Ж.С. К методике расчета железобетонных изгибаемых элементов с трещиной / Тр. ун-та. Караганда: КарГТУ 2006. Вып. 1.

УДК 666.972.16

В.И. СОЛОВЬЕВ

Эффективные модификаторы гидрофобизирующего действия для цементных материалов

В настоящее время в Казахстане взят курс на реализацию индустриально-инновационной стратегии, направленной на диверсификацию экономики. В отрасли строительных материалов диверсификация предполагает прежде всего внедрение новых технологий и расширение номенклатуры продукции, производимой предприятием, с целью повышения конкурентоспособности на строительном рынке [1,2].

Выполнение заданий научно-технических программ позволит на новых основах сформировать фундамент современной индустрии строительных материалов и конструкций собственного промышленного производства, отвечающих мировым стандартам и технологиям.

При этом одновременно должны решаться такие задачи, как:

- осуществление маркетинга в области производства современных строительных материалов и конструкций, а также жилищного строительства;
- трансферт технологий, экологически выгодных и необходимых для реализации совместных проектов;

- разработка энерго- и ресурсосберегающих и экологически чистых технологий производства строительных материалов, конструкций;

- проектирование производств современных строительных материалов, конструкций;

- создание собственных наукоемких и экологически чистых заводов по производству отдельных строительных материалов, конструкций;

- создание нормативной базы (технические условия, стандарты) новых строительных материалов и конструкций собственного производства;

- создание центра по сертификации и испытанию строительных материалов и конструкций в соответствии с европейскими стандартами качества;

- создание центра по подготовке и переподготовке высококвалифицированных специалистов в области производства строительных материалов, конструкций.

Несмотря на новые взгляды в выборе строительных материалов для строительства жилых домов (особняков), объектов соцкультбыта и промышленных зданий и сооружений, бетон и железобетон остаются основными конструкционными

материалами. Эти материалы широко применяют в строительном комплексе при строительстве новых зданий и инженерных сооружений, реконструкции и капитальном ремонте.

Из железобетона возводят крупнейшие объекты гражданского, производственного и транспортного назначения: многоэтажные здания, дымовые трубы, гидроэлектростанции, тепловые электростанции, многопролетные мосты, спортивные сооружения больших пролетов и многие другие объекты.

Общими предпосылками к широкому использованию бетона являются практически неисчерпаемые запасы исходных материалов для вяжущих и заполнителей, экологическая рациональность использования в качестве сырья для цемента и заполнителей отходов промышленности, относительно низкая энергоемкость производства, сравнительная простота технологии изготовления, возможность придания зданиям из бетона любой формы и отделки.

Бетон и железобетон, особенно монолитный, пригодны для возведения качественного и долговечного индивидуального жилья как в городских, так и в сельских условиях. При этом для их изготовления можно использовать местные материалы и отходы производства.

Анализ научно-технической литературы в области производства строительных материалов, изделий и конструкций показывает отсутствие реальной альтернативы бетону и железобетону в строительстве зданий и сооружений функционального назначения из иных материалов.

На современном этапе развития технологии строительства проблема повышения качества и долговечности бетона и железобетона во многих практически важных случаях может быть успешно решена использованием новых химических материалов, которые в настоящее время чаще называют модификаторами цементных систем.

Нами совместно с МИСИ им. В.В. Куйбышева, НИИЖБ Российской Федерации, ААСИ и Карагандинским политехническим институтом (ныне КарГТУ) решен ряд задач по разработке новых эффективных модификаторов гидрофобизирующего действия, позволяющих существенно улучшить строительно-технические свойства бетона и тем самым повысить эксплуатационную надежность строительных объектов, работающих в тяжелых условиях.

В научно-исследовательских и опытно-промышленных работах в разное время принимали участие д.т.н., проф. В.Э. Абсиметов, к.т.н. В.Ф. Архипов, д.т.н., проф. Ю.М. Баженов, д.т.н., проф. Д.О. Байджанов, д.т.н., проф. В.Г. Батраков, д.т.н., проф. Б.В. Гусев, к.т.н., доц. А.Б. Есиркепов, д.т.н., проф. Р.Б. Ергешев, д.т.н., проф. С.С. Каприелов, к.т.н., доц. Е.Ш. Копбаев, инж. Е.Т. Кучербаев, д.т.н., проф. И.И.

Лифанов, к.т.н., доц. О.А. Малышев, к.т.н., доц. А.М. Мамырбеков, д.т.н. В.Б. Ратинов, к.т.н., доц. А.Л. Томашпольский, инж. И.Н. Туребаев, д.т.н., проф. М.И. Хигерович, д.т.н., проф. К.С. Шинтемиров.

Результатом выполненных работ явилось создание семейства гидрофобизирующих модификаторов. При этом каждый разработанный модификатор имеет свой «технический имидж», который, как правило, характеризуется основным эффектом своего действия в цементных системах. Краткая характеристика новых технических решений в области разработки модификаторов гидрофобизирующего действия для цементных материалов сводится к следующему.

Модификаторы ГПД и КОД-С помимо гидрофобизирующего действия характеризуются также пластифицирующим, ОМД – синергирующим [2, 3] действием в направлении повышения прочности и долговечности бетона.

Металлоорганические дисперсии (БМД-С), обеспечивающие получение гидрофобно-поризованных плит из керамзитобетона для устройства теплых полов в животноводческих помещениях [4].

Гидрофобизированные бетоны раннего замораживания в сельском дорожном строительстве реализованы применением гидрофобизирующих модификаторов типа КОМД-С [3, 5].

Модификаторы С-ЗТС и марки СМ позволили реализовать технологию монолитного бетона в условиях сухого жаркого климата [6].

Разработана гидрофобное вяжущее низкой водопотребности и применение его в технологии прессованных стеновых материалов и вибропрессованных элементов мощения из мелкозернистого бетона.

Проблема получения высокоэффективных модифицированных мелкозернистых бетонов решена применением модификаторов нового поколения типа «Гипермод» [7]; улучшение свойств тяжелого бетона — гидрофобизирующими модификаторами из побочных продуктов нефтехимии.

Проблема получения эффективного экструзионного бетона решена применением гидрофобизирующих модификаторов [8].

Разработаны модификаторы для технологии модифицированных свай и гидротехнического бетона, в том числе для водохозяйственного.

Практика показала, что гидрофобизирующие модификаторы еще не исчерпали своих потенциальных возможностей в направлении получения новых видов бетона, создание которых инициирует современный строительный рынок. Все это подтверждает, что бетон и в XXI веке остается одним из массовых строительных материалов, во многом определяющим уровень развития цивилизации.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Кулибаев А.А., Соловьев В.И., Ергешев Р.Б. К вопросу о состоянии отрасли строительных материалов и получение экологически чистых, с заданными свойствами бетона и железобетона с химическими добавками // Перспективы развития науки и производства. Алматы: КазГИИЦС, 1997. 20 с.
- Хигерович М.И., Байер В.Е. Гидрофобно-пластифицирующие добавки для цемента, растворов и бетонов. М., 1979. 124 с.

3. Соловьев В.И. Бетоны с гидрофобизирующими добавками. Алма-Ата: Наука, 1990. 105 с.
4. Есиркепов А.Б. Гидрофобно-поризованные керамзитобетонные плиты для теплых полов в стойлах крупного рогатого скота: Автореф. ... канд. техн. наук. М., 1983. 21 с.
5. Архипов В.Ф. Гидрофобизированные бетоны раннего замораживания в сельском дорожном строительстве: Автореф. ... канд. техн. наук. М., 1987. 22с.
6. Малышев О.А. Улучшение свойств монолитного бетона пластифицирующе-гидрофобизирующей добавкой С-ЗТС: Автореф. ... канд. техн. наук. Алматы, 1992. 18 с.
7. Ергешев Р.Б. Развитие теории и технологии высокоэффективных модифицированных мелкозернистых бетонов: Автореф. ... д-ра техн. наук. Бишкек, 2002. 42 с.
8. Байджанов Д.О. Развитие теории и практики получения экструзионного бетона и железобетона: Автореф. ... д-ра техн. наук. Алматы, 2002. 43 с.

УДК 628.144:625.782

*С.В. ЖАРОВ
С.С. ЖАРОВА
А.А. ФЕСЕНКО*

История развития, современное состояние и дальнейшая эксплуатация водопроводно-канализационного хозяйства г. Караганды

В 1934 году шахтерский поселок Караганда получил статус города, в котором к тому времени уже проживало 112 тысяч человек. Через четыре года был разработан Генеральный план, по которому намечалось строительство Нового города на 300 тысяч жителей. Однако его реализация в те годы была связана со значительными экономическими трудностями. Городской жилой фонд в тот период на 90% состоял из неблагоустроенных деревянных, саманных и глинобитных строений. И только к 50-м годам прошлого века в Караганде полностью сформировалась северная часть Нового города с характерной системой общественных центров, развитой структурой улиц и транспортных магистралей, появились объекты социально-бытового назначения. В 1968 году был утвержден новый Генеральный план развития Караганды, главная идея которого заключалась в создании крупного областного центра, объединяющего теперь уже благоустроенные кварталы Майкудука, Нового города и Пришахтинска. В основе его объемно-планировочных решений предусматривалось создание новых районов с численностью населения по 25 тысяч человек, застроенных 9-12-этажными домами. К концу 90-х годов территорию города составляли четыре крупных жилых массива: Новгородский (250 тыс. человек), Юго-Восточный (70 тыс.), Майкудукский (200 тыс.) и Пришахтинский (50 тыс. человек). Центром Караганды остается Новый город с большим парком культуры и отдыха и главными проспектами — Бухар Жырау, Абдилова, бульвар Мира — Тулепова, Ленина — Мустафина.

Отрядам первостроителей, шахтерским поселкам, новым предприятиям и быстро развивающейся инфраструктуре областного центра крайне остро была нужна вода питьевого качества, причем непрерывно и в большом количестве. Местность была крайне бедна поверхностными водными ресурсами. Воды Нуры и ее многочисленных притоков, часть которых непосредственно протекала через территорию областного центра, городов-спутников, шахтерских и сельских населенных пунктов оказались несколько солоноватыми, хотя и пригодными для орошения сельскохозяйственных культур, но не

рекомендуемыми для питьевых целей (позднее был все-таки построен водопровод Нура-Караганда). Поэтому разведочные гидрологические партии начали искать водные источники под землей.

Практически вплоть до 1966 года схемы централизованного водоснабжения в областном центре не было. Насосные станции, коммунальные сети и сооружения строились бессистемно, гидравлические расчеты по обеспечению водой городских районов и пригородных зон отсутствовали, ассортименты труб и арматуры, насосов и резервуаров никем не планировались, а использовались те, которые были в наличии. Появились системы местной канализации с септиками. Протяженность трубопроводных трасс росла, однако уровень комфортности коммунальных услуг потребителям оставался весьма низок.

Утверждение Генерального плана развития Караганды внесло кардинальный перелом в развитие ее водопроводно-канализационной инфраструктуры. Наметились и четкие перспективы в источниках централизованного водоснабжения города. К этому времени областной центр представлял собой так называемую Карагандинско-Темиртаускую промышленную зону, включающую не только города-спутники: Шахтинск, Абай, Сарань, но и целый ряд примыкающих к предприятиям поселков. Караганда, таким образом, оказалась главным, но не единственным объектом централизованного водоснабжения целой агломерации с забором воды из подземных скважин. В состав ее объединенного водохозяйственного комплекса вошли 9 водозаборов, 7 из которых (Жартасский, Верхне-Соқырский, Кокталский, Котырский, Саранский, Сергиопольский и Шаханский) использовали запасы грунтовых вод аллювиальных отложений реки Нуры и ее притоков, а 2 — артезианские воды Юрского бассейна.

Усилия коммунальщиков, на базе научно обоснованных и профессионально выполненных разработок московских, алматинских и карагандинских проектных институтов, позволили полностью модифицировать и модернизировать уже сильно разросшийся комплекс городского водопроводно-канализационного хозяйства и

приступить к постепенному упорядочению всей структуры централизованного водоснабжения, работающей теперь по единой схеме.

Недостаточная синхронность действий и сложность эксплуатации карагандинского водопровода в тот период и до настоящего времени объясняется наличием многокилометровых участков трубопроводных коммуникаций, проложенных без расчетов и апробации, их моральным и физическим износом; подработкой земной поверхности шахтами; высоким процентом гидравлических ударов (при отсутствии эффективных средств защиты от них) и аварийных ситуаций. Каждый городской район имел к тому времени хорошо оснащенный в техническом отношении эксплуатационный участок, однако общая незавершенность и недоработанность расходно-напорных режимов водопроводной системы не позволила обеспечить требуемый уровень надежности ее действия.

Проектно-техническая документация на строительство канала Иртыш-Караганда им. К.И. Сатпаева была разработана ВПИНИИ «Гидропроект» им. С.Я. Жука (г. Москва), а сооружение этого объекта было завершено в 1974 году. Головной водозабор был расположен на протоке Белой, длина канала до Караганды (до НС 1-го подъема) 458 км, ширина по верху 40 м, по основанию 4 м, глубина 5...7 м. В состав комплекса вошли более 100 гидротехнических систем, в том числе 21 водохранилище, 22 насосные станции, промежуточные линейные участки, водосборы, водовыпуски, экранирующие и перепадные устройства, а также узловые электроподстанции общей мощностью свыше 700 тыс. кВт. Суммарная высота подъема иртышской воды составляла 420 м, годовой расход — до 2,5 млрд. м³. Канал начал обеспечивать водой население, промышленность и сельское хозяйство Павлодарской, Акмолинской и Карагандинской областей.

Вплоть до ввода в эксплуатацию насосных станций 1, 2 и 3 подъемов, входящих в состав 1-й очереди комплекса водопроводных очистных сооружений (ВОС), Караганда испытывала непрерывно усиливающийся дефицит питьевой воды, достигающий в маловодные годы 40%. Мало того, аварийность на водопроводных сетях в 60...70-е годы достигла чрезвычайных размеров и бригады слесарей пяти эксплуатационных участков города уже не справлялись со своевременным устранением прорывов и утечек воды.

В это же время произошли и значительные изменения в структуре городского коммунального хозяйства:

- во-первых, состоялось его административное разделение, в результате которого весь водопроводно-канализационный комплекс г. Караганды вошел в юрисдикцию Управления «Горводоканал», а водохозяйственные системы городов-спутников перевели под начало ПОП «Карагандаэнергоуголь»;

- во-вторых, оба эти предприятия были коренным образом модернизированы и оснащены в достаточном количестве самой передовой по тем временам техникой.

История развития коммунального хозяйства г. Караганды существенно и в худшую сторону отличается от аналогичных объектов других городов-полумиллионников бывшего Советского Союза. Огромные производственно-технологические трудности, административные просчеты в эксплуатации во многом объяснялись тем, что проектированием систем водопровода и канализации занимались люди временные, командированные из Москвы и других крупных проектных центров. А партийно-советское руководство районов, города и области особо глубоко не вникало в сущность водохозяйственных проблем Караганды и только способствовало принятию авральных мер в случаях возникновения катастрофических ситуаций. Поэтому бесперебойность водоснабжения города оставалась недостижимой. Неупорядочность, казалось бы, уже единой структуры схемы городского водопровода могла быть устранена только путем научного анализа на базе использования практического опыта других угольных столиц мира, однако до такой постановки дела руки у руководителей коммунальных служб не доходили. Аварийность была основным бичом городского водохозяйственного комплекса и достигла таких размеров, что ремонтные бригады не справлялись с устранением прорывов в трубах, несмотря на организацию круглосуточных работ. Производственная обстановка на эксплуатационных участках вплоть до прихода в город иртышской воды оставалась сверхнапряженной и практически соответствовала условиям военного времени. Водопроводная вода отличалась высоким качеством, но зачастую подавалась жителям и предприятиям по графику.

Значительно меньшую сложность представляла собой система централизованного отведения городских сточных вод. Однако своих неповторимых нюансов хватало и здесь. В конце 60-х годов в районе поселка Кирзавода 1-2 был построен комплекс механической очистки сточных вод, а позднее биологические пруды как завершающая часть будущей станции аэрации. Одновременно была канализована и территория Нового Майкудука, где в районе завода СТО также были введены в эксплуатацию биопруды.

Далее последовал период полного охвата всех жилых и промышленных зон Караганды системой централизованного водоотведения. Для этого город был расчленен на три основных бассейна канализования: Пришахтинск плюс Старый город, Михайловка и Актас, Новый город вместе с Майкудуком и Сортировкой и Юго-Восточный район. Однако еще до завершения строительства комплекса полной биологической очистки (станции аэрации) руководство города и «Горводоканала» решило в качестве временной меры отводить сточные воды на уже введенные в эксплуатацию биологические пруды без предварительной очистки в радиальных отстойниках и аэротенках. Результат сказывается до сих пор. Биопруды были быстро зашламованы и на долгие годы потеряли свою барьерную роль.

К моменту сдачи в эксплуатацию (в 1982 г.) станции аэрации и пятилетней успешной работы

канала «Иртыш-Караганда» им. К.И. Сатпаева все водохозяйственные проблемы нашего мегаполиса, население которого насчитывало уже 700 тыс. человек, казалось, были успешно решены.

В настоящее время ТОО «Караганды Су» располагает 1032,5 км водопроводных и 631,6 км канализационных сетей, 7 головными и 88 подкачивающими водопроводными и 9 узловыми канализационными насосными станциями, обслуживающими более 350 тыс. населения, а также 4 тысячи производственных предприятий и бюджетных организаций. Комплекс очистных сооружений на конечном участке канала «Иртыш-Караганда» обеспечивает для города перекачку и технологическую обработку 240 тыс. м³ воды, а станция аэрации — очистку 170 тыс. м³ сточных вод в сутки. Продолжительность эксплуатации всех участков городских водопроводных и канализационных систем колеблется при этом от 14 до 70 лет, и по данным производственного отдела ТОО «Караганды Су», физический износ трубопроводных сетей и сетевых устройств превышает 80% их протяженности и количества, а капитальный ремонт большинства насосных станций и очистных сооружений водопровода и канализации в полном объеме вообще никогда не проводился. Одновременно создалась уникальная ситуация, благодаря которой ТОО «Караганды Су» вынуждено транспортировать и очищать перед выпуском в водоемы не только 57% стоков, оплачиваемых населением, предприятиями, фирмами, учреждениями и организациями за услуги по водоотведению, но и 43% сточной жидкости, относящейся к категории неучтенных расходов. Описанные проблемы водопроводно-канализационного хозяйства являются типичными для многих крупных городов Казахстана, России, Украины, других стран СНГ и дальнего зарубежья, хотя и не охватывают полностью весь комплекс производственных, тарифо- и нормообразующих факторов, характерных для современных индустриальных центров.

Системам водопользования Караганды сегодня исполняется уже 70 лет, а самым лучшим, уже реконструированным, сетям, технологическим сооружениям и насосным станциям — 30 лет, участкам водоотведения — 40 лет, а их «новейшим» комплексам — 20 лет. Генеральная реконструкция важнейших узлов этого гигантского хозяйства (1664 км только труб разного диаметра, материала и качества, проложенных под землей и непрерывно транспортирующих потоки воды), их капитальные ремонты, модернизация и плановое восстановление по существу ни разу не проводились.

Однако есть и обнадеживающие перспективы в решении водохозяйственных проблем не только Караганды, но и всей республики. Так, Министерство сельского хозяйства и Комитет по водным ресурсам вышли в конце прошлого года в Правительство Республики Казахстан с предложениями по экстренному улучшению всей государственной структуры управления системами городского водоснабжения и водоотведения. Составлена и утверждена соответствующая программа, которая и

будет полномасштабно финансироваться и внедряться в производство. По данным Комитета по водным ресурсам, 80% водопроводных и 70% канализационных сетей г. Караганды нуждаются в замене. Физический износ более 70% имеют свыше 30% всех видов очистных сооружений и насосных станций. Что же касается реализации отраслевой программы «Питьевые воды», рассчитанной до 2010 года, утвержденной правительством и финансируемой из местных бюджетов, то она явно «пробуксовывает», так как средств для ее осуществления выделяется недостаточно либо вообще не выделяется.

Сегодня городское водоснабжение и водоотведение находятся в глубоком кризисе и способны обернуться для нас эпидемиологической угрозой и экологической катастрофой. Нужны самые срочные меры, времени на эксперименты и ошибки уже нет.

УДК 624.131.533

А.С. КАДЫРОВ
З.А. МУЛДАГАЛИЕВ
Е.С. БЕСТЕМБЕК

Зависимость сил резания от условий разрушения грунта

Важным технологическим процессом строительного производства являются земляные работы, к которым относятся: отрывка котлованов и траншей, устройство насыпей, бурение скважин, в том числе на дне водоемов и морей, планировка поверхности грунта.

Конструкция и силовые характеристики земляных машин определяются физическими и механическими характеристиками разрушаемости среды грунта.

Теория разрушения грунта исследует напряжения резания, уплотнения, вибрации, размыва и т.д. Мы остановимся на резании и размыве грунта. Эти процессы исследовались В.П. Горячкиным, В.И. Баловневым, Ю.А. Ветровым, А.Н. Зелениным, К.А. Недорезовым, В.Л. Баладинским, Д.Д. Тургумбаевым, Р.А. Кабашевым, А.С. Кадыровым. Методически эта теория разрушения грунтов основывается на одном из трех подходов:

- упрощенная реологическая модель, включающая в себя элементы упругости, пластичности, вязкости;
- статистические модели — например, число ударов ударника ДорНИИ;

- экспериментально установленные удельные силы разрушения грунта.

При конструировании землеройных машин для установления их нагружения используются удельные силы сопротивления разрушению грунта. Так, Ю.А. Ветров предложил определять удельные силы сопротивления резанию.

Силу резания простым острым ножом предлагается считать зависящей от трех основных геометрических факторов: ширины среза, толщины среза (глубины резания) и угла резания. Взаимодействие ножа с грунтом имеет пространственный характер.

Всю силу заблокированного резания рассматриваем как сумму трех составляющих (рис. 1):

- а) силы для преодоления сопротивления грунта передней гранью ножа $P_{св}$, пропорциональной площади сечения прорези перед передней гранью ножа и зависящей от угла резания и крепости грунта;
- б) силы для преодоления сопротивлений грунта разрушению в боковых расширениях прорези $P_{бок}$, пропорциональной площади этих частей прорези,

зависящей от крепости грунта и не зависящей от угла резания и ширины среза;

в) силы для преодоления сопротивлений грунта срезу боковыми ребрами ножа у дна прорези $P_{бок.ср}$, пропорциональной толщине среза, зависящей от крепости грунта и не зависящей от ширины среза и угла резания.

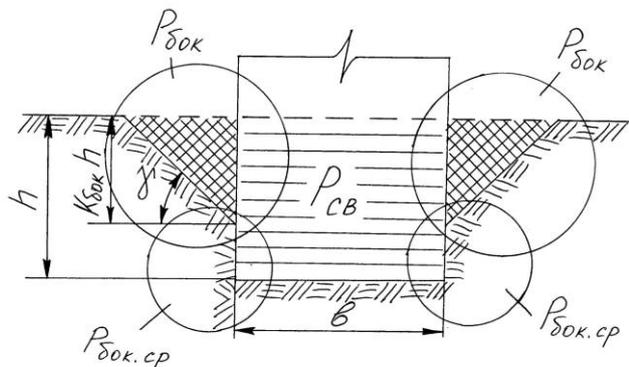


Рис. 1. Зоны действия сил сопротивления резанию

Вся сила резания простым острым ножом

$$P = P_{св} + P_{бок} + P_{бок.ср} \quad (1)$$

Составляющие силы резания определяют по формулам

$$P_{св} = p_{св} F_{св}, \quad (2)$$

$$P_{бок} = p_{бок} F_{бок}, \quad (3)$$

$$P_{бок.ср} = p_{бок.ср} L_{бок.ср}, \quad (4)$$

где $p_{св}$ и $p_{бок}$ — удельные силы разрушения грунта соответственно в средней части и в боковых расширениях прорези;

$F_{св}$ и $F_{бок}$ — площади средней и боковых частей поперечного сечения прорези;

$p_{бок.ср}$ — удельная сила среза грунта боковыми ребрами ножа;

$L_{бок.ср}$ — суммарная длина линий среза грунта боковыми ребрами ножа.

Сила резания простым ножом с площадкой износа или затуплением

$$P = P_{св} + P_{бок} + P_{бок.ср} + P_{пл.изн}, \quad (5)$$

средняя сила резания ножом с площадкой износа или затуплением

$$P_{сред} = k_3 (P - P_{пл.изн}) + P_{пл.изн}, \quad (6)$$

тогда средняя удельная сила резания

$$p_{сред} = [k_3 (P_{св} + P_{бок} + P_{бок.ср}) + P_{пл.изн}] / F_{ср}, \quad (7)$$

где $F_{ср}$ — площадь поперечного сечения среза.

Предложенные Ю.А. Ветровым зависимости не учитывали траекторию движения рабочего органа, глубину залегания грунта (т.е. геостатическое давление), фильтрационную способность грунтов.

И на его положениях разработана методика расчета сил резания при фрезеровании грунтов, основанная на эмпирических данных по удельным сопротивлениям грунта резанию, учитывая при этом

дополнительную силу $P_{доп}$ и силу сопротивления на площадке износа $P_{из}$.

Рассмотрим схему сил, действующих на резец фрезы (рис. 2).

На основании выводов теории резания профессора Ю.А. Ветрова, силы, действующие на резец, спроектированы, на оси касательную и нормальную к траектории движения резца, в результате получаем:

$$\begin{cases} D_E = (D_{на} + D_{аи.э.но} + D_{эс.э}) = \varphi \hat{a} h m_{на} + 2m_{аи.э.но} h + \eta' \hat{a} h \hat{a} \varphi m_{на}, \\ D_I = (D_{на} + D_{аи.э.но} + D_{эс.т}) \operatorname{ctg}(\delta + \mu) + D_{эс.э} \operatorname{ctg}(\delta_1 + \mu) = \\ = (\varphi \hat{a} h m_{на} + 2h m_{аи.э.но}) \operatorname{ctg}(\delta + \mu) + \eta' h \hat{a} \hat{a} \varphi m_{на} \operatorname{ctg}(\delta_1 + \mu), \end{cases} \quad (8)$$

где η' — величина, равная отношению коэффициента, учитывающего затупление (износ) резца, к площадке износа.

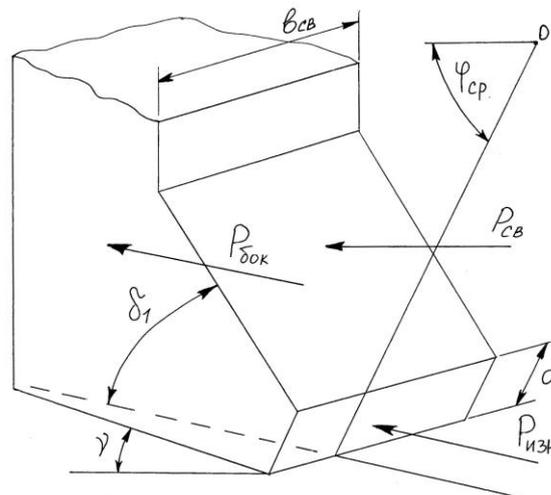


Рис. 2. Силы, действующие на резец фрезы

При составлении системы уравнений (8) удельная сила $m_{бок}$, возникающая как следствие выпора грунта в боковых расширениях прорези, не учитывалась, так как пригруз на забой со стороны глинистого раствора и массы волочения резко уменьшает величину этой силы. Этот же вывод экспериментально доказан.

С учетом резцов на фрезе преобразуем

$$\begin{cases} D_E = 0, 5i \hat{a} \hat{a} h (1 + \eta' a) + im_{аи.э.но} h; \\ D_I = 0, 5im_{на} \hat{a} h \{ \operatorname{ctg}(\delta + \mu) + \eta' a \operatorname{ctg}(\delta_1 + \mu) \} + \\ + im_{аи.э.но} h \operatorname{ctg}(\delta + \mu). \end{cases} \quad (9)$$

Спроектировав силы P_K и P_H на ось O_Z и взяв сумму моментов относительно точки O , получим усилие подачи и крутящий момент для фрезерования грунта

$$\begin{cases} Q = P_K \cos \varphi_{\bar{n}\bar{o}} + D_f \sin \varphi_{\bar{n}\bar{o}}; \\ \dot{I} = D_{\dot{E}} R. \end{cases} \quad (10)$$

Обозначив

$$B = 0,5i\hat{\rho}\hat{a}m_{\bar{n}\bar{a}}(1 + \eta'\dot{a}) + im_{\dot{a}\dot{e}\dot{\bar{n}\bar{o}}}, \quad (11)$$

$$\begin{aligned} \dot{A} = 0,5i\hat{\rho}\hat{a}m_{\bar{n}\bar{a}} \{ (1 + \eta'\dot{a}) \cos \varphi_{\bar{n}\bar{o}} + \{ ctg(\delta + \mu) + \eta'actg \times \\ \times (\delta_1 + \mu) \sin \varphi_{\bar{n}\bar{o}} \} \} + im_{\dot{a}\dot{e}\dot{\bar{n}\bar{o}}} \{ \cos \varphi_{\bar{n}\bar{o}} + ctg(\delta + \mu) \} \sin \varphi_{\bar{n}\bar{o}}, \end{aligned} \quad (12)$$

получим

$$\begin{cases} M = BhR, \\ Q = Ah, \end{cases} \quad (13)$$

где A и B — удельные силы сопротивления подаче и вращению фрезы, зависящие от физико-механических свойств грунта, конструкции инструмента и определяющие усилие подачи и крутящий момент, необходимые для разрушения слоя грунта толщиной h .

Записанные в виде (11) и (12) силы не учитывают особенности фрезерования грунтов при строительстве способом «стена в грунте» и характеризуют в основном прямолинейное резание грунта.

Составим уравнения, описывающие удельные силы сопротивления подаче и вращению фрезы для следующих вариантов разрушения грунта рабочим органом: при вращательном движении PO и малых глубинах разработки забоя (A_1, B_1), при разрушении грунта «по сухому» на большую глубину (A_2, B_2), при совместном действии всех факторов нагружения (A_3, B_3). В связи с необходимостью экспериментального определения коэффициента K_W умножим на него удельную силу $m_{c\bar{e}}$ в уравнениях (11) и (12), получим

$$B_1 = 0,5i\hat{\rho}K_W m_{\bar{n}\bar{a}}(1 + \eta'\dot{a}) + im_{\dot{a}\dot{e}\dot{\bar{n}\bar{o}}}, \quad (14)$$

$$\begin{aligned} \dot{A}_1 = 0,5i\hat{\rho}K_W m_{\bar{n}\bar{a}} \{ (1 + \eta'\dot{a}) \cos \varphi_{\bar{n}\bar{o}} + \{ ctg(\delta + \mu) + \eta' \times \\ \times actg(\delta_1 + \mu) \sin \varphi_{\bar{n}\bar{o}} \} \} + im_{\dot{a}\dot{e}\dot{\bar{n}\bar{o}}} \{ cjs\varphi_{\bar{n}\bar{o}} + ctg(\delta + \mu) \sin \varphi_{\bar{n}\bar{o}} \}. \end{aligned} \quad (15)$$

Физический смысл увеличения параметра $m_{c\bar{e}}$ на величину K_W заключается в учете изменения удельной силы среза при вращательном движении резца PO в сравнении с прямолинейным.

Значения удельных сил с учетом коэффициентов K_P и K_Z определяются зависимостями

$$\begin{cases} A_2 = A_1 K_Z, \\ B_2 = B_1 K_Z, \end{cases} \quad (16)$$

$$\begin{cases} A_3 = A_1 (K_Z + K_P - 1), \\ B_3 = B_1 (K_Z + K_P - 1), \end{cases} \quad (17)$$

где

$$K_Z = 1 + \frac{S_{\bar{a}} Z_g \xi'}{m_{\bar{n}\bar{a}}}, \quad (18)$$

$$K_P = 1 + \frac{S_c Z_g}{m_{\bar{n}\bar{a}}} \left\{ \alpha_2 \sin \psi \left(1 - \frac{V_{\dot{o}}}{V} \right) - \alpha_3 \sin \psi \right\}. \quad (19)$$

Для случая работы реального изношенного резца необходимо вместо параметра $m_{c\bar{e}}$ подставить величину, учитывающую также удельную силу сопротивления на площадке износа

$$m_{\xi} = m_{\bar{n}\bar{a}}(1 + \eta'a), \quad (20)$$

где m_{ξ} — суммарная сила сопротивления срезу.

Полученные выражения (18) и (19) определяют теоретически возможные максимальные значения коэффициентов условий работы. Практически их величина должна быть меньше, так как даже за короткий период происходит релаксация грунта.

Коэффициент α_3 учитывает уменьшение гидростатического давления на резец за счет того, что задняя грань резца может находиться в контакте с раствором. Однако, как правило, задняя грань резца при фрезеровании не находится в контакте с грунтом. Кроме того, большая скорость движения резцов может вызвать даже вакуум-эффект за резцом. В связи с этим при практических расчетах возможно считать $\alpha_3 = 0$. Этот вывод в дальнейшем нашел экспериментальное подтверждение.

Однако и эти уравнения не отражают достаточно полно процесс фрезерования грунтов. Необходимо установить закономерности, определяющие взаимовлияние коэффициентов, учитывающих глубину залегания грунтов, скорость фильтрации и траекторию движения резца, на сопротивление резания.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кадыров А.С., Кабашев Р.А. Основы нагружения фрезерных и бурильных машин. Караганда.: КарГТУ, 1999. 124 с.
2. Ветров Ю.А. Резание грунтов землеройными машинами. М.: Машиностроение, 1971. 360 с.
3. Харр Е.М. Основы теоретической механики грунтов. М. Стройиздат, 1971. 320 с.

УДК 622.67:621.547

Б.А. ЖАУТИКОВ

Определение области возможного смещения центра тяжести груженого скипа шахтной пневмоподъемной установки

Насыпные грузы характеризуются кусковатостью (или гранулометрическим составом), насыпной массой, углом естественного откоса, абразивностью, влажностью, липкостью, склонностью к слеживаемости, самовозгоранию и другими

свойствами. От формы и размеров кусков, влажности и липкости материала зависит угол естественного откоса, поэтому он не является постоянным даже для одного и того же материала.

К уменьшению угла естественного откоса приводит встряхивание или ворошение насыпного груза, при его транспортировании.

Поэтому различают углы естественного откоса в покое ρ' и в движении ρ'' . Угол естественного откоса груза в движении ρ'' принимают в зависимости от условий движения равным величине $(0,35 \div 0,7) \rho'$. Он влияет на площадь поперечного сечения перемещаемого груза и, следовательно, на производительность транспортной установки.

Лоток загрузочного бункера подъемного сосуда пневмоподъемной установки (скипа) располагается только с одной стороны, поэтому верхняя часть засыпаемой горной массы в скипе будет скошена от стороны лотка. Максимальный угол скоса равен углу естественного откоса горной массы (уголь, руда или порода). Рассмотрим правильное геометрическое тело в виде скошенного цилиндра, верхний срез которого представляет собой плоскость. При других условиях центр тяжести грузеного подъемного сосуда будет смещен от вертикальной оси симметрии в меньшей степени. Определим величину максимального смещения центра тяжести скипа. Для этого, кроме того, учитывается конструктивная особенность подъемных сосудов шахтных пневмоподъемных установок — конусность днища, которая обеспечивает полную разгрузку скипа. Угол наклона образующей конуса принимается равным углу естественного откоса горной массы (α).

Определение области возможного смещения центра тяжести грузеного подъемного сосуда от вертикальной оси симметрии с учетом неравномерной засыпки груза производится путем расчета максимальной величины смещения центра тяжести скипа.

Были проведены теоретические исследования для определения максимальной величины смещения центра тяжести грузеного подъемного сосуда от вертикальной оси симметрии с учетом неравномерной засыпки груза. На рис. 1 показано продольное сечение скипа шахтной пневмоподъемной установки. На рис. 2 показана расчетная схема скипа. На рис. 3 показано сечение верхней скошенной части насыпного груза в скипе.

Задаемся ортогональной системой координат. За начало координат принимаем точку пересечения продольной осью симметрии скипа нижнего среза сосуда. Производим интегрирование по координатной оси x .

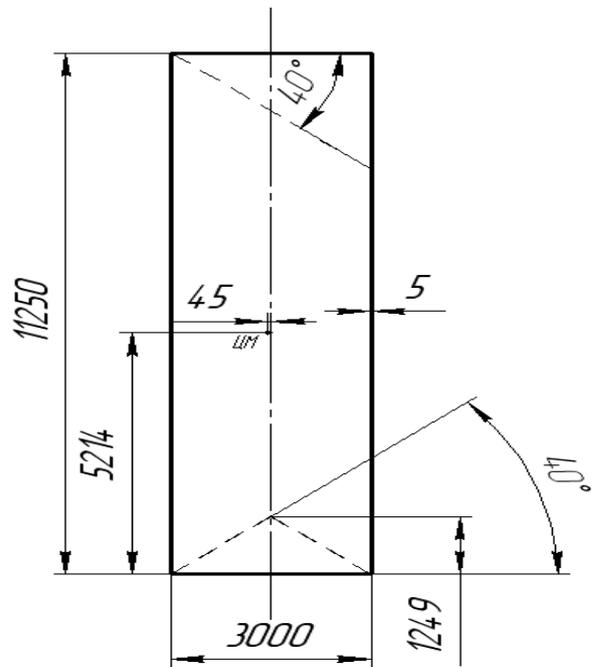


Рис. 1. Продольное сечение скипа пневмоподъемной установки

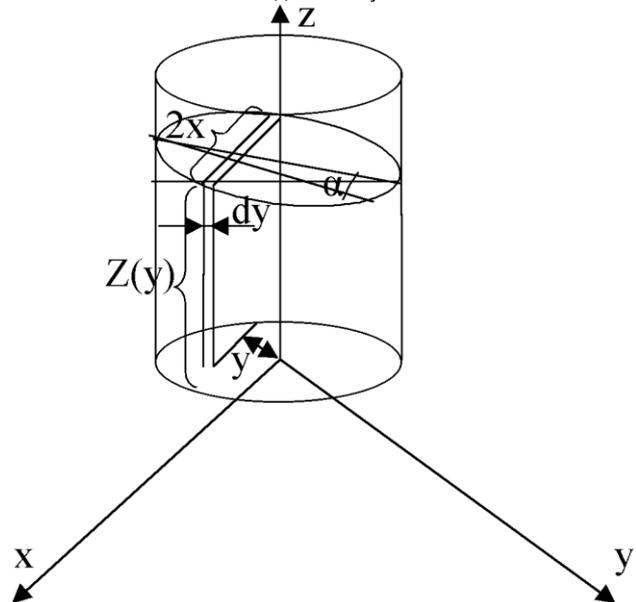


Рис. 2. Расчетная схема скипа шахтной пневмоподъемной установки

Рассчитаем моменты инерции составных элементов грузеного подъемного сосуда: самого скипа с учетом конусности днища, двух частей насыпного груза — правильного цилиндра и скошенной за счет неравномерности засыпки груза верхней части груза (скошенного цилиндра).

$$dl = \rho y dS dy = \rho z(y) 2xy dy,$$

$$\frac{z^*}{2R \operatorname{tg} \alpha} = \frac{R-y}{2R} \Rightarrow z^* = (R-y) \operatorname{tg} \alpha,$$

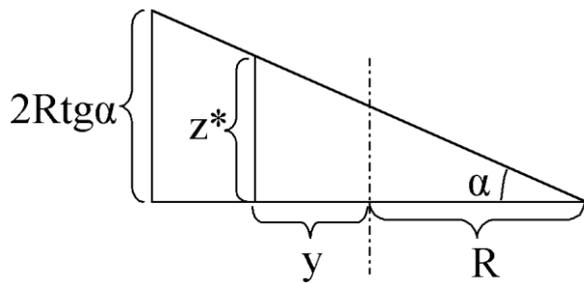


Рис. 3. Сечение верхней скошенной части насыпного груза в скипе

$$z(y) = h_r - 2Rtg\alpha + (R - y)tg\alpha = h_r - (R + y)tg\alpha,$$

$$x = \pm\sqrt{R^2 - y^2},$$

$$2x = 2\sqrt{R^2 - y^2},$$

$$dI = \rho [h_r - (R + y)tg\alpha] - 2\sqrt{R^2 - y^2} y dy.$$

В этих формулах приняты следующие условные обозначения:

I — момент инерции, кг*м²;

ρ — плотность насыпного груза, кг/м³;

R — радиус скипа, м;

h_r — высота скипа, м;

y_c — смещение центра тяжести от продольной оси симметрии скипа, м.

$$\begin{aligned} I &= 2\rho \int_{-R}^R [h_r - (R - y)tg\alpha] \sqrt{R^2 - y^2} y dy = \\ &= 2\rho h_r \int_{-R}^R \sqrt{R^2 - y^2} y dy - 2\rho \int_{-R}^R (R - y)tg\alpha \sqrt{R^2 - y^2} y dy = \\ &= 2\rho Rtg\alpha \int_{-R}^R \sqrt{R^2 - y^2} y dy - 2\rho tg\alpha \int_{-R}^R \sqrt{R^2 - y^2} y^2 dy = \\ &= \left. \begin{aligned} y &= R \sin t \\ dy &= R \cos t dt \\ \sqrt{R^2 - y^2} &= \sqrt{R^2 - R^2 \sin^2 t} = R \cos t \end{aligned} \right| = -2\rho tg\alpha \times \\ &\times \int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}} R \cos t R^2 \sin^2 t R \cos t dt = -2\rho tg\alpha R^4 \int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}} \sin^2 t \cos^2 t dt = \\ &= -\frac{\rho tg\alpha R^4}{2} \int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}} \sin^2 2t dt = -\frac{\rho tg\alpha R^4}{4} \int_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}} (1 - \cos 4t) dt = \\ &= -\frac{\rho tg\alpha R^4}{4} \left(t - \frac{\sin 4t}{4} \right) \Big|_{-\frac{\pi}{2}}^{\frac{\pi}{2}} = -\frac{\pi \rho tg\alpha R^4}{4}. \end{aligned}$$

Без учета конусообразного дна

$$y_c = \frac{I}{M} = \frac{-\frac{\pi \rho tg\alpha R^4}{2}}{\pi \rho R^2 (h_r - Rtg\alpha)} = -\frac{R^2 tg\alpha}{4(h_r - Rtg\alpha)}.$$

При учете таких факторов, как конусообразность дна и вес порожнего сосуда можно рассматривать положение трех тел с тремя разными массами и центрами тяжести.

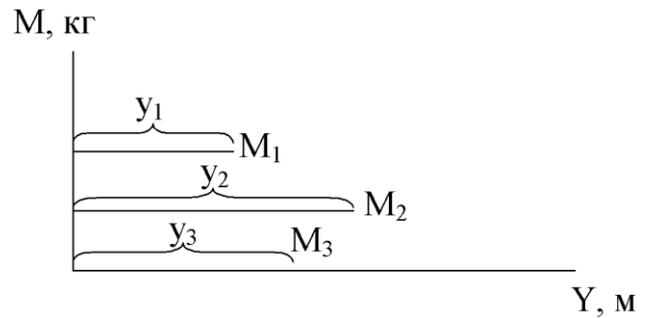


Рис. 4. График расположения центров тяжести составных элементов груженого скипа

Тогда общий центр тяжести совокупного тела будет найден следующим образом:

$$y_{c_{\text{таб}}} = \frac{y_{c_1} M_1 + y_{c_2} M_2 - y_{c_3} M_3}{M_1 + M_2 - M_3},$$

где y_{c_1} — ордината центра тяжести найденная,

y_{c_2} — ордината центра тяжести сосуда,

y_{c_3} — ордината центра тяжести груза

конусообразной формы, y_{c_2} и y_{c_3} равны нулю (из соображений симметрии),

M_1 — масса сосуда, $M_2 = M_c$, кг;
 M_3 — масса груза, $M_2 = M_c$, кг;
 M_2 — масса груженого сосуда, $M_2 = M_c$, кг.

$$M_3 = \rho \frac{1}{3} \pi R^2 R t g \alpha = \frac{\rho \pi R^3 t g \alpha}{3},$$

Тогда

$$y_{c_{г\ddot{a}и}} = \frac{-\frac{\pi \rho t g \alpha R^4}{4} + 0 - 0}{\pi \rho R^2 (h_r - R t g \alpha) + M_c - \frac{\pi \rho R^3 t g \alpha}{3}} = \frac{-\pi \rho t g \alpha R^4}{4 \left[\pi \rho R^2 (h_r - R t g \alpha) + M_c - \frac{\pi \rho R^3 t g \alpha}{3} \right]} \quad (1)$$

ρ_c — поверхностная плотность материала сосуда.

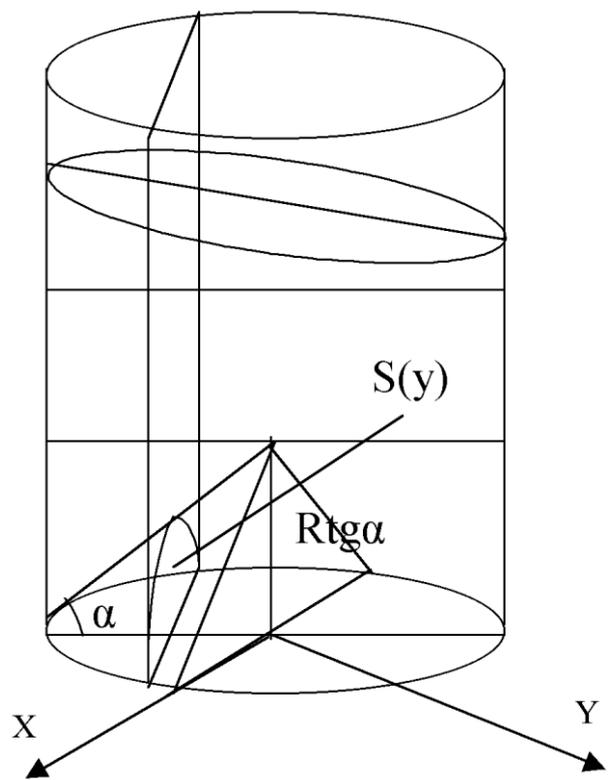


Рис. 5. Расчетная схема с учетом конусности дна скипа

$$x^2 + y^2 = \pm z^2,$$

$$x = 0, y = \pm z,$$

$$x^2 + c = z^2,$$

$$z^2 - x^2 = c.$$

Так можно рассчитать значения максимального смещения центра тяжести груженого скипа по формуле (1).

Это позволяет определить максимальное значение реакции роликов направляющих устройств на вертикальную стенку скипа.

УДК 622.233.29

Н.А. ДАНИЯРОВ
 М.А. ЖУМАНОВ
 А.З. ЖАЛГАСБЕКОВ

Оценка эффективности эксплуатации и уровня качества самоходного горного оборудования

На подземных рудниках Казахстана эксплуатируется большое количество самоходных машин, выполняющих различные функции. В частности, на горнорудных предприятиях Жезказгана корпорации «Казахмыс» происходит полное обновление парка подземного самоходного оборудования (особенно бурильных установок, погрузочных и транспортных машин). В качестве бурового оборудования используются каретки УБШ-532Д, СБУ-2к, Параматик; на погрузке и доставке — погрузочные машины ПНБ-3Д, ПНБ-4, ТОРО 501 ДЛ, САТ-980 F и САТ-980 G; автосамосвалы МоАЗ 7501, ТОРО 40Д; самоходные полки СП-18, ПМЗШ-2 и др.

Производительность машин возрастает за счет повышения скорости движения и единичной мощности привода применяемого оборудования. Эксплуатация новых, высокопроизводительных видов специализированных самоходных машин и особенно мощных комбинированных погрузочно-транспортных устройств позволяет комплексно выполнять весь объем работ по погрузке и доставке горной массы из очистных и проходческих забоев [1].

Внедрение современного оборудования на горнорудных предприятиях бывшего Союза обычно производится путем перебора различных типов машин без учета изменения их эксплуатационных

показателей в процессе длительной работы. В результате стихийного и нерационального внедрения в эксплуатацию подземной самоходной техники на рудниках скопилось большое количество дорогостоящего оборудования, которое оказалось непригодным для работы в данных горно-технических условиях. Назрела необходимость решения комплексной проблемы по обеспечению условий эксплуатации современными средствами механизации подземных горных работ. Решение этой проблемы возможно на основе современных теорий о создании машин и их эксплуатации. Основой этих теорий является теория адаптации горных машин и оборудования к горно-техническим условиям эксплуатации. Одним из структурных элементов теории адаптации являются вопросы оценки эффективности, качества и надежности, а также выбора горного оборудования для конкретных условий эксплуатации [2].

Проблемам эффективности эксплуатации погрузочно-доставочного оборудования посвящены работы специалистов Санкт-Петербургского государственного горного института (РФ) [3,4]. В данных исследованиях обосновывается необходимость создания конструкций погрузочно-транспортных машин, которые были бы максимально адаптированы к условиям эксплуатации горнодобывающих предприятий.

Одной из наиболее надежных моделей погрузочных машин, широко используемой на рудниках корпорации «Казахмыс», являются ковшовые погрузчики фирмы «CATERPILLAR» (США). С 1999 года по настоящее время для очистной выемки полезных ископаемых преимущественно используется погрузочная машина CAT-980 G (техническая характеристика приведена в таблице).

Машина выполнена на пневмоколесном ходу с погрузочным органом нижнего черпания и состоит из силовой установки, гидромеханической трансмиссии, ходовой части, рулевого управления, тормозной системы, ковшового погрузочного органа и кабины управления. Дизельный двигатель CAT-3406 DITA с турбонаддувом и теплообменником последней ступени наддува обладает повышенной мощностью и развивает высокий крутящий момент, обеспечивая необходимые характеристики двигателя.

ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА
ПОГРУЗОЧНОЙ МАШИНЫ CAT-980 G

Грузоподъемность, т	12
Вместимость ковша, м ³	5,3
Вырывное усилие, кН:	
- при запрокидывании ковша	177
- при подъеме стрелы	230
Максимальная высота разгрузки, мм	3415
Продолжительность циклов, с:	
- подъем стрелы	5,8
- опускание стрелы	3,3
- опрокидывание ковша	2,0
Максимальная скорость передвижения, км/ч	37,4
Тип двигателя	Дизельный CAT-3406 DITA
Мощность, кВт (л.с.)	224 (300)
Тип трансмиссии	Гидромеханическая

Клиренс, мм	470
Габаритные размеры, м:	
- длина	9,5
- ширина	3,2
- высота	3,15
Максимальный радиус поворота, м	7,7
Угол складывания полурам, град	37
Колесная база, мм	3700
Размер шин, дюйм	26,5x25
Масса машины, т	29,2

Прямой впрыск топлива, 4-тактная схема обеспечивают большую по сравнению с другими двигателями топливную экономичность. Данный двигатель удовлетворяет требованиям по характеристикам выхлопных газов и имеет низкий уровень шумов. Коробка передач с переключением под нагрузкой рассчитана на длительный срок службы, оснащена полностью согласованными между собой мощным гидротрансформатором и планетарными передачами, предназначенными для тяжелых условий работы. Электронная система управления обеспечивает повышенную производительность машины. Срок службы машины увеличен за счет повышения надежности коробки передач, бортовых редукторов, дифференциалов, а также тормозов улучшенной конструкции. Гидротрансформатор оснащен насосным колесом высокой производительности, что обеспечивает передачу возросшей мощности двигателя. Автоматическое электронное переключение коробки передач повышает эффективность работы оператора и оптимизирует характеристики машины.

Рабочие многодисковые гидравлические тормоза, охлаждаемые маслом, действуют на все 4 колеса. Стояночный — сухой барабанный тормоз включается под действием пружины и отпускается гидравлически, монтируется на выходном приводном валу. Система контроля погрузчика включает в себя приборы: тахометр, спидометр, а также систему предупредительных сигналов 3-х уровней, что обеспечивает постоянный контроль основных функций машины. Система извещает оператора о возникших проблемах или об угрозе возникновения сбоев, связанных с давлением масла в двигателе; стояночными тормозами; давлением масла в тормозной системе, системе зарядки; низким уровнем горючего, масла в гидравлической системе; фильтром трансмиссии и первичным рулевым управлением [5].

Фирмой «CATERPILLAR» выпускаются также и другие модели погрузчиков (CAT-980 F, CAT-972 C, CAT-988 F и др.), которые имеют ряд существенных конструктивных отличий. При выборе машины для конкретного объекта работы возникает задача эффективной сравнительной оценки вышеперечисленных погрузочных средств. Важным моментом любой оценки является определение критерия для сравнения машин одного функционального назначения. В качестве функционального критерия обычно используют такой комплексный показатель, как конечный результат функционирования машины, представляющий собой

функцию ее конструктивных и режимных параметров, а также параметра условий эксплуатации

$$\lambda = f(C, R, U), \quad (1)$$

где λ — функциональный критерий машины;

C — конструктивный параметр;

R — режимный параметр;

U — параметр условий эксплуатации.

Для погрузочных машин определение конечного результата функционирования целесообразно выполнять по следующей формуле:

$$\lambda = Q \cdot u, \quad (2)$$

где Q — производительность, учитывающая геометрический объем ковша,

продолжительность цикла погрузчика и коэффициент заполнения ковша; u — плотность горной массы.

Для погрузчиков «CATERPILLAR» сочлененного типа, управляемых квалифицированным оператором, при перемещении сыпучего материала по твердой ровной поверхности движения, основную продолжительность цикла можно принять равной 0,45-0,55 мин. Сюда входит погрузка, выгрузка, реверсирование движения четыре раза, полный цикл работы гидросистемы и минимальное расстояние

передвижения. Коэффициент заполнения ковша зависит от состояния горной массы и может варьироваться: от 95-100 % — для смешанного влажного заполнителя до 60-75 % — для плохо взорванной скальной породы.

Одной из наиболее апробированной в СНГ и дальнем зарубежье методик оценки качества и технического уровня горной техники, которую можно использовать для сравнения и выбора оборудования для конкретных условий эксплуатации, является безэкспертная методика, разработанная специалистами Московского государственного горного университета под руководством заслуженного деятеля науки и техники РФ, проф., д.т.н. Г.И. Солода [6]. К достоинствам данной методики можно отнести использование корреляционного анализа при выборе единичных показателей, наличие функциональной основы при оценке, определение коэффициентов весомости безэкспертным путем и др. Результаты расчетов при сравнительной оценке уровня качества погрузчиков CAT-980 G ($K_i = 178,77$), CAT-972 G ($K_i = 162,05$) и CAT-988 F ($K_i = 167,48$) с использованием специально разработанного программного комплекса показаны на рисунке.

Оценка качества									
Исходные Данные									
Марка	Г.Выпуска	Фун.Крит.	№	P1	P2	P3	P4	P5	P6
972G		851,7	1	7,2	21,5	138	9465	6205	29773
980G		930	2	7	21,6	110	9140	6105	25085
988F		933,3	3	6,6	20,7	82	10928	6852	45678

Удельные значения показателей качества							
№	P1	P2	P3	P4	P5	P6	
Max/Mix->	Min	Max	Max	Min	Min	Min	Min
1	0	2,524	0,162	11,1130	7,285	34,957	
2	0	2,322	0,1182	9,8279	6,5645	26,97	
3	0	2,217	8,786	11,708	7,341	48,94	

Уровень качества по единичным показателям							
№	P1	P2	P3	P4	P5	P6	K_i
Max/Mix->	Min	Max	Max	Min	Min	Min	
1	0,84	1	1	0,884360	0,901047	0,771605	162,0512
2	0,94	0,920066	0,729990	1	1	1	178,7779
3	1,00	0,878612	0,542250	0,839351	0,894142	0,551118	167,4867

Количество показателей:

Количество машин:

Обновить | Таблица | Открыть | Печать | Расчет | Сохранить

Результаты расчетов по сравнительной оценке уровня качества погрузчиков «CATERPILLAR»

Анализ показывает, что уровень качества по комплексному показателю K_i , определенный по вышеперечисленной методике для машин различных годов выпуска, является удобным параметром для прогнозирования. Для этого необходимо получить эмпирическую зависимость, описывающую тенденцию изменения уровня качества (тренд) и экстраполировав аналитическую кривую за пределы предыстории на определенный период упреждения, равный жизненному

циклу машины, вычислить прогнозное значение уровня качества машины по комплексному показателю. Путем дезагрегирования прогнозного K_i можно определить перспективные значения единичных технико-эксплуатационных показателей, по которым фирма-изготовитель может целенаправленно создавать конструкцию машины, наиболее полно удовлетворяющую условиям эксплуатации.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Жуманов М.А. Очистные и проходческие комплексы самоходных машин подземных рудников. Жезказган: ЖезУ, 2004. 149 с.
2. Филимонов А.Т. Расчет конструктивных параметров горных машин. Алматы: КазНТУ, 2004. 93 с.

3. Григорьев Е.А., Шепелев А.И. Повышение эффективности работы погрузочно-доставочных машин в условиях объединенного Кировского рудника ОАО «Апатит» // Горные машин и автоматика. М., 2002. Вып. 3.
4. Ефименко Ф.Ф., Кулешов А.А. О возможностях создания высокоэффективного отечественного самоходного погрузочно-транспортного оборудования // Там же. Вып. 1.
5. Филимонов А.Т., Данияров Н.А. Система контроля погрузочных машин фирмы Caterpillar // Труды университета. Караганда: Изд-во КарГТУ, 2002. Вып. 4.
6. Солод Г.И., Радкевич Я.М. Управление качеством горных машин. М.: МГИ, 1985.

УДК 624.073.1

В.В. ЯВОРСКИЙ
Е.В. ЖУКОВСКИЙ

Модель эффективного распределения задач при управлении проектом разработки программного обеспечения

При управлении разработкой программного обеспечения одним из важнейших аспектов является эффективное распределение задач проекта между исполнителями (разработчиками или группами разработчиков). От этого зависят два главных фактора эффективности проекта: скорость выпуска готовой продукции и качество продукта.

Процесс разработки программного обеспечения наиболее точно описывается как проект с множеством параметров. Взаимосвязь параметров проекта, а к ним относятся: время (даты начала и окончания работы), масштаб (ожидаемые результаты проекта), качество (установленный уровень выполнения проекта), ресурсы (материальные и трудовые), и определяемая ими стоимость (смета затрат на выполнение проекта), предполагают поиск их оптимального соотношения.

Работа над проектом обычно разбивается на несколько этапов, причем наиболее трудоемким являются построение плана проекта, наблюдение за ходом его выполнения и управление процессом разработки. На каждом из этих этапов целесообразно пользоваться специализированным программным обеспечением, например MS Project 2002.

Наиболее творческой работой является этап построения первоначального плана проекта. Этап планирования служит двум целям: во-первых, на этом этапе у членов рабочей группы создается ясное представление о проекте, а во-вторых, планирование задает разумные ограничения на процесс выполнения проекта. В MS Project проект представляется совокупностью взаимосвязанных задач, каждая из которых имеет четкий результат, конкретную длительность исполнения и определенный объем выделенных ресурсов. MS Project 2002 на основе информации о разбиении проекта на задачи, описании их взаимосвязей, оценке трудоемкости и выделении требуемых ресурсов позволяет составить календарный график проекта, выделить в нем критические пути, выполнить расчет бюджетных затрат и представить все это в удобном для анализа виде.

Одной из важнейших задач является назначение исполнителей задач. При этом должен сохраняться определенный порядок передачи выполненных заданий. Предположим, имеется некоторый проект, созданный в менеджере управления системы MS Project 2002. Рассмотрим назначение исполнителям задач, которые составляют реализуемый проект. Очевидно, что взаимосвязь задач можно представить частично упорядоченным графом, который обычно

называют сетевым графиком. Пусть исполнители характеризуются разной эффективностью выполнения различных задач, но могут привлекаться к выполнению определенной части взаимосвязанных заданий. От того, насколько рационально распределены задания, зависит эффективность выполнения работы, издержки и время реализации, а следовательно, рентабельность.

При распределении задач между членами необходимо учитывать:

- личные интересы;
- компетентность членов команды;
- имеющуюся загрузку исполнителей;
- эффективность работы каждого исполнителя.

На первом этапе распределения следует выделить уровни управления и подчинения. Для этого сетевой график разделяют на ряд слоев [1]. При этом упорядоченное разбиение множества вершин сетевого графа на попарно непересекающиеся подмножества представляет собой многослойную иерархию.

Сгруппируем имеющиеся трудовые ресурсы, образовав исполнителей. Группировку следует осуществлять с учетом специфики имеющегося проекта и существующей организационной структуры. Затем произведем оценку соответствия исполнителей слоям сетевого графика.

На втором этапе производится собственно назначение исполнителей каждому уровню иерархии [2,3]. Следует так распределить исполнителей, чтобы максимизировать функцию:

$$\hat{O}(R) = \sum_{k=1}^n \sum_{z \in Z_k} r_k(z), \quad (1)$$

где n — количество исполнителей;

Z_k — результат упорядоченного разбиения множества вершин сетевого графа на попарно непересекающиеся подмножества задач, соответствующие определенному заданию для исполнителя;

$r_k(z)$ — эффективность привлечения k -го исполнителя к задаче z .

Для того чтобы найти $r_k(z)$, необходимо оценить эффективность работы исполнителя по основным критериям. В итоге необходимо определить интегральную эффективность исполнителя при назначении ему задачи, используя все критерии. Например, требуется оценить эффективность исполнителя для решения i -й задачи. Рассматриваем n_{ef} критериев и определим важность каждого j

критерия весом $V(j)$ (например, в процентах) для решения z -й задачи так, что

$$\sum_{j=1, n_{ef}} V_z(j) = 1. \quad (2)$$

Также оценим относительную эффективность использования каждого исполнителя по всем критериям эффективности.

$$\sum_{k=1, n} Ef_k(j) = 1, \quad (3)$$

где $Ef_k(j)$ — относительная эффективность работы k -го исполнителя по j -му критерию. Тогда $r_k(z)$ выразится как

$$r_k(z) = \sum_{j=1, n_{ef}} I_z(j) \cdot Ef_k(j). \quad (4)$$

Для того чтобы учесть занятость исполнителей в текущих проектах, необходимо внести дополнение в последнюю формулу. Обозначим коэффициент занятости k -го исполнителя z -й задачей до получения новой задачи $U_k(z)$, после получения задачи — $U'_k(z)$.

Тогда

$$r'_k(z) = U'_k(z) \sum_{j=1, n_{ef}} I_z(j) \cdot Ef_k(j) - \sum_{i=1, Z-1} (U_k(i) - U'_k(i)) \times \\ \times \sum_{j=1, n_{ef}} I_i(j) \cdot Ef_k(j) = U'_k(z) \cdot r_k(z) - \sum_{i=1, Z-1} (U_k(i) - U'_k(i)) \cdot r_k(i), \quad (5)$$

где $r'_k(z)$ — эффективность привлечения k -го исполнителя к задаче z с учётом отрыва данного исполнителя от текущих выполняемых им задач;
 $U_k(i) - U'_k(i)$ — уменьшение времени занятости k -го исполнителя в i -й текущей задаче;
 $U'_k(z) = 1 - \sum_{i=1, Z-1} U'_k(i)$ — занятость k -го исполнителя задачами z ;
 $(Z - 1)$ — количество текущих задач;
 n_{ef} — количество критериев.

Формула (6) означает, что общая эффективность привлечения k -го исполнителя к решению задачи Z определяется как эффективность решения k -м исполнителем данной задачи, увеличенная на эффективность отрыва данного исполнителя от решения текущих задач.

Коэффициенты $U'_k(i)$, где $i = \overline{1, Z}$, задаются при построении первоначального плана проекта или вычисляются путём нахождения максимума функции (1), заданной для k -го исполнителя:

$$\hat{O}(R) = \sum_{z \in Z_k} r_k(z). \quad (6)$$

Аналитический подход к определению Ef состоит в использовании статистики эффективности исполнителя. Если k -й исполнитель полностью не

соответствует j -му критерию, то $Ef_k(j) = 0$, если только k -й исполнитель удовлетворяет j -му критерию, то $Ef_k(j) = 1$. Во всех остальных случаях относительная эффективность k -го исполнителя вычисляется как отношение эффективности k -го исполнителя к суммарной эффективности всех исполнителей, оцененной любым способом.

В качестве способа оценки каждого из критериев эффективности можно использовать временные издержки k -го исполнителя для выполнения типовой работы, зависящей от j -го критерия эффективности, или относительные временные издержки k -го исполнителя по j -му критерию по отношению к сумме остальных временных издержек. В реальном проекте предпочтительным является второй вариант, так как не требует дополнительных временных затрат для оценки сравнительной эффективности различных исполнителей при выполнении всех типовых работ каждым из них. Второй вариант предполагает статистическую оценку по работе в реальных проектах, в которых был задействован k -й исполнитель.

Для статистической оценки (рис. 1) на первом шаге следует выявить n_{ef} критериев, по которым будет оцениваться каждая задача проекта. Среди критериев, с учетом обозначенного выше, необходимо учесть личные предпочтения исполнителей, а также относительные временные возможности каждого исполнителя и возможность освободить данного исполнителя на время выполнения данной работы от текущих задач. Список остальных критериев может определяться в рамках каждого проекта отдельно или составлять полный перечень критериев, используемых во всех выполняемых проектах. Так, это может быть разбивка по мелким однотипным подзадачам (выполнение конкретной работы), интеллектуальным предпочтениям (креативная, логическая, однотипная деятельность и т.п.), другим структурам.

На втором шаге требуется подготовить схему сбора и последующей обработки статистической информации, произвести теоретическую проверку принятой схемы. На этом шаге определяются способы оценки эффективности работы исполнителей по выбранным критериям. Могут использоваться способы оценки с применением программных средств сбора статистической информации (требует затрат на покупку или разработку программного обеспечения) или способы оценки с привлечением дополнительно персонала для контроля работы персонала, сбора и обработки необходимой информации. Может использоваться комбинированный способ оценки с привлечением меньшего



Рис. 1. Четырехзвенная схема эффективного распределения работ

количества персонала и использования уже имеющихся средств сбора и электронной обработки данных. Выбор способа должен диктоваться экономической эффективностью. При необходимости данный шаг включает разработку программного обеспечения сбора и обработки статистической информации.

Следующий, третий, шаг подразумевает либо внедрение программно-аппаратного обеспечения для сбора статистической информации, либо начало работы персонала по сбору необходимой информации. Необходимым условием окончания временного интервала, после которого можно использовать собранную информацию для принятия решений, является определенность всех выделенных критериев для всех исполнителей. Достаточным условием начала полноценного использования статистической информации является такое изменение критерия эффективности между двумя контрольными точками, которое удовлетворяет условию

$$|\Delta Ef_i(j)| < \varepsilon, \quad (7)$$

где ε — некоторая малая величина. После выполнения данного условия переходим к следующему шагу.

На четвертом шаге осуществляется управляющее воздействие. Это может быть назначение или перераспределение работ с учетом полученных коэффициентов. Данный шаг включает всю схему распределения задач, начиная с построения плана нового проекта и заканчивая таким распределением задач, которое максимизирует функцию (1).

Рассмотрим данную четырехзвенную схему на примере.

Шаг 1. Выберем критерии для оценки каждой задачи. Пусть это будут три критерия эффективности элементарных работ. Обозначим их — w_1, w_2, w_3 .

Шаг 2. Будем считать, что при назначении задач на шаге 4 текущая занятость всех исполнителей = 0. Для того чтобы оценить выбранные критерии, дадим всем исполнителям типичные работы для оценки критериев w_1, w_2, w_3 , затем оценим время выполнения каждой работы.

Шаг 3. Пусть каждый из исполнителей выполнил работу за следующее время:

Исполнители / работы	w_1 , мин	w_2 , мин	w_3 , мин
I	20	15	50
II	30	40	20

III	15	30	30
-----	----	----	----

Найдём обратную величину времени выполнения и разделим её на суммарное время каждого исполнителя по данному критерию, чтобы получить относительную эффективность всех исполнителей по каждому критерию:

Исполнители / работы	Ef_{w_1}	Ef_{w_2}	Ef_{w_3}
I	0,33	0,53	0,20
II	0,22	0,20	0,48
III	0,45	0,27	0,32

Мы получили константные величины (данные величины необходимо периодически пересматривать при изменении статистических данных), которые можно использовать для оценки эффективности любого исполнителя по конкретной задаче, которую можно разбить по данным критериям.

Шаг 4. Пусть нам надо выполнить проект, состоящий из трех последовательно выполняемых задач. На рис. 2 представлен граф для данного проекта.

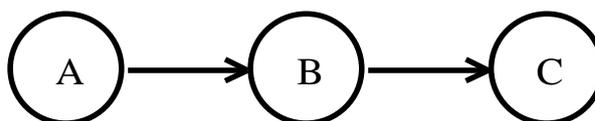


Рис. 2. Сетевой граф

Задача A требует только навыка, определяемого критерием w_1 ($V_A(w_1) = 1$), задача B — в равной степени w_2 и w_3 ($V_B(w_1) = V_B(w_2) = 0,5$), а C — только w_2 ($V_C(w_2) = 1$). Легко подсчитать эффективность каждого исполнителя для решения данных задач по формуле (5):

Исполнители / задачи	r_A	r_B	r_C
I	0,33	0,37	0,53
II	0,22	0,34	0,20
III	0,45	0,29	0,27

Теперь, для того чтобы найти оптимальное назначение задач исполнителям, так как сетевой граф изначально является частично упорядоченной структурой, можно воспользоваться алгоритмом оптимального разбиения на таких структурах в задаче управления проектом, приведённым в [4]. Так, например, для приведённого графа получится

решение, при котором для каждой задачи независимо от других задач выбирается исполнитель с наибольшей эффективностью её решения. Первую задачу целесообразно отдать третьему исполнителю, а вторую и третью — первому исполнителю. Если бы

все три задачи могли бы выполняться параллельно, то задача могла бы быть решена как классическая задача о назначении с количеством исполнителей, равным количеству задач.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Яворский В.В., Коковкин Л.П. Постановка задач анализа структуры управления организационной системы // Автоматизированные системы управления и высшая школа. Караганда: Изд-во КПТИ, 1981. С. 71-81.
2. Яворский В.В. Модели нормативного планирования развития организационной макросистемы // Прикладные проблемы управления макросистемами. М., 1987. С. 56-59.
3. Яворский В.В. Анализ и принятие решений в иерархических системах управления. Караганда: Изд-во КарГТУ, 1998. 206 с.
4. Яворский В.В. Методы структурного моделирования многоуровневых организационных систем. М.: Энергоатомиздат, 2002. С. 71-83.

УДК 681.511.2

Л.А. АВДЕЕВ
С.А. БРАТЦЕВ

Алгоритм определения выхода электротехнической системы в предаварийное состояние

Электротехническая система (ЭТС) содержит n электротехнических комплексов, которые состоят из средств сбора информации, средств передачи информации, средств обработки информации, средств формирования управляющих воздействий и объектов управления.

К таким системам можно отнести и вентиляторы главного проветривания (ВГП) угольных шахт. Вентиляторы главного проветривания являются сложным электромеханическим комплексом и содержат: объект управления — синхронный двигатель, вращающий турбину вентилятора, средства управления и контроля — аппаратура типа УКAB2, ТВУ, средства приема и обработки информации — аппаратура радиотелемеханики «КОРАТ» и ПЭВМ. Централизованный контроль за работой ВГП осуществляется при помощи системы автоматизированного радиоуправления (АРУ ВГП).

Система АРУ ВГП разработана на базе комплекса технических средств радиотелемеханики «КОРАТ» с использованием средств вычислительной техники и специального программного обеспечения.

Аппаратура «КОРАТ» предназначена для создания автоматизированных систем централизованного учета, контроля и управления на пространственно-распределенных объектах, на которых для передачи телемеханического сигнала используется радиоканал связи.

Передача телемеханического сигнала осуществляется по радиоканалу связи, создаваемому с использованием радиостанций типа «Заря — А».

Информация, полученная по радиоканалу, передается в ПЭВМ, на экране которого отображается состояние рабочего и резервного агрегатов и выводятся основные сигналы телесигнализации и телеизмерения. Также вся принятая информация записывается в базу данных.

Определение начала возникновения предаварийных ситуаций на ВГП является очень важным, так как выход из строя вентилятора главного проветривания влечет за собой не только большие

экономические потери, но и возможность гибели людей.

Для бесперебойной работы такой ЭТС необходимо распознавать предаварийные ситуации в минимально короткий срок. За работой ВГП ведется постоянный мониторинг, при котором основные дискретные и аналоговые сигналы регистрируются в заданные моменты времени t .

Для примера в качестве исследуемого сигнала примем напряжение ротора (U_p) синхронного двигателя, далее по тексту [X_t]. Вся информация о его изменении хранится в базе данных и для [X_t] известны текущее и предыдущие значения X_t, X_{t-1}, X_{t-n} .

Считаем, что исследуемый сигнал в нормальном состоянии:

1) является стационарным, то есть значения последовательности [X_t] не выходят за пороговые уровни $d_1 < X_t < d_2$;

2) переход ЭТС в аварийное состояние является не скачкообразным, а происходит за короткий промежуток времени, то есть имеет место переходный процесс;

3) в переходном режиме процесс [X_t] развивается по одному из путей, представленных на рисунке. Исследуемый сигнал в нормальном состоянии имеет вид (а), в переходном процессе он либо монотонно возрастает (б), либо имеет вид колебаний с нарастанием амплитуды (в) или без нарастания амплитуды (г).

Для электротехнической системы, работающей в штатном режиме, за промежуток времени t определено среднее значение параметра по формуле

$$\bar{X} = \frac{\sum_{i=1}^n X_i}{n},$$

и его среднеквадратичное отклонение

$$\delta_x = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^n (X_i - \bar{X})^2}{n-1}}.$$

Принимаем, что при нормальном функционировании ЭТС колебания данных параметров \bar{X} и δ_x составляют не более $\pm 25\%$ от их значений.

Далее разбиваем все данные на равные временные отрезки $t_1 = t_2 = t_3$. И для каждого из временных промежутков также находим средние значения \bar{X}_{t1} , \bar{X}_{t2} , \bar{X}_{t3} и среднее квадратичное отклонение $\delta_{x_{t1}}$, $\delta_{x_{t2}}$, $\delta_{x_{t3}}$.

Пусть в некоторый момент времени система стала работать по одному из графиков рисунка.

Рассчитав средние значения и среднее квадратичное отклонение, получим результаты, представленные в таблице.

Рассчитанные среднее значение и среднее квадратичное отклонение за предыдущий период равны $\bar{X} = 34,6$ В и $\delta_x = 1,4$.

Как видно из расчетов, при развитии процесса по экспоненциальной форме среднее значение растет с течением времени.

Для колебательного процесса с увеличением амплитуды среднее значение колеблется относительно \bar{X} в нормальном режиме, и величина его выходит за определенные уставки $\pm 25\% \bar{X}$.

При колебательном процессе без увеличения амплитуды, среднее значение остается практически неизменным, и его величины оказывается недостаточно для определения предаварийной ситуации.

В течение всего процесса также изменяется и среднее квадратичное отклонение, которое для всех ситуаций, представленных на рисунке, возрастает и выходит за границы установленного диапазона, что говорит о нарушении нормального функционирования ЭТС и возможности возникновения предаварийной

ситуации.

Алгоритм определения предаварийной ситуации в таких условиях:

1) за определенный промежуток времени в прошлом рассчитываем \bar{X} и δ_x и определяем безопасный коридор $\pm 25\%$ от \bar{X} и δ_x ;

2) для последующих значений сигнала за такой же период времени также находим \bar{X}_{t1} и $\delta_{x_{t1}}$;

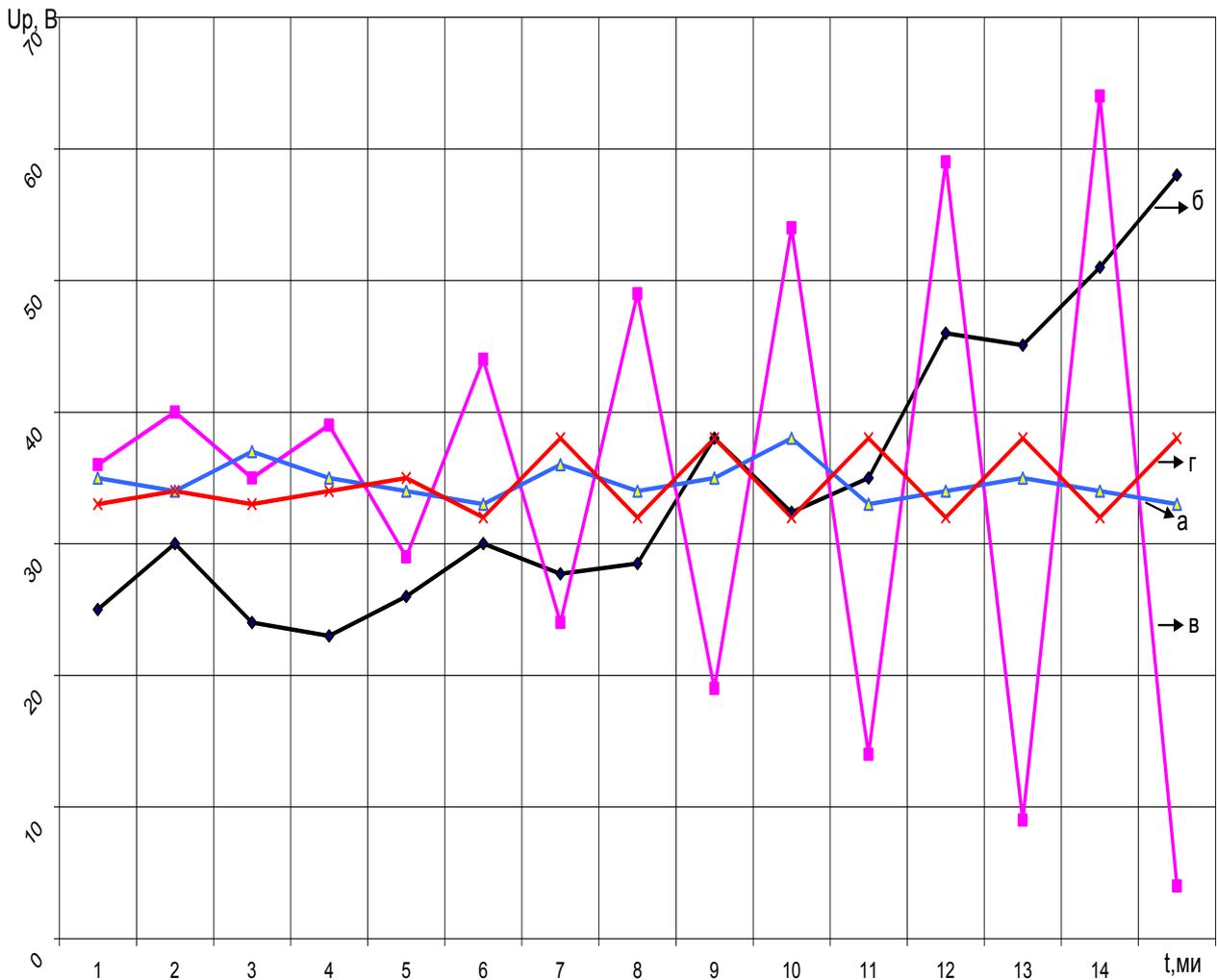
3) для определения динамики изменения сигнала проводим такие расчеты для 3-х временных интервалов.

4) при выходе расчетных значений за пределы безопасного коридора \bar{X}_m и δ_{x_m} выводим сообщение о возможном создании предаварийной ситуации.

5) далее решение об аварийной ситуации принимает диспетчер, отвечающий за работу ЭТС.

Предложенный алгоритм позволяет:

- оценить работу системы за короткий промежуток времени;
- не требует информации о вероятностных характеристиках ЭТС;
- прост в реализации, не требует больших математических вычислений;
- позволяет провести оценку работы электротехнической системы как в статике, так и в динамике.



Графики развития переходного процесса ЭТС
ИСХОДНЫЕ ДАННЫЕ

t, мин	Данные за последние 15 мин. работы ЭТС, В											
	Норм. режим			Переходной режим экспоненц.			Переходной режим без увелич. ампл.			Переходной режим с увелич. ампл.		
	Up, В	\bar{X}	δ_x	Up, В	\bar{X}	δ_x	Up, В	\bar{X}	δ_x	Up, В	\bar{X}	δ_x
1	35	35	1,2	25	25,6	2,7	33	33,8	0,8	36	35,8	4,3
2	34			30			34			40		
3	37			24			33			35		
4	35			23			34			39		
5	34			26			35			29		
6	33	35,2	1,8	30	31,3	4,1	32	34,4	3,3	44	38	15,6
7	36			28			38			24		
8	34			28			32			49		
9	35			38			38			19		
10	38			32			32			54		
11	33	33,8	0,8	35	47	8,4	38	35,6	3,3	14	30	29
12	34			46			32			59		
13	35			45			38			9		
14	34			51			32			64		
15	33			58			38			4		

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Сизиков В. Методы обработки измерений. СПб, 1999.

Влияние канальной емкости на эффективность многомерных распределителей импульсов

О тличительной особенностью предлагаемых нами многомерных распределителей импульсов (рис. 1) является большая емкость каналов и возможность использования с различной частотой следования канальных импульсов. Линейные распределители [1, 2] характеризуются частотой следования канальных импульсов по каждому каналу, которая соответствует соотношению

$$F_i = F_0 : a, \quad (1)$$

где F_a — частота следования канальных импульсов линейного распределителя, содержащего "a" каналов;
 F_0 — частота импульсов генератора тактовых импульсов (ГТИ).

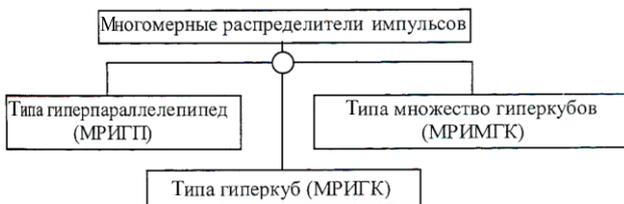


Рис. 1. Многомерные распределители импульсов

Число элементарных ячеек "a" определяет общую длину линейного распределителя, частоту следования импульсов по каждому каналу и общее количество (емкость) выходов

$$O_i = a. \quad (2)$$

Линейный распределитель строится так, что одна ячейка распределителя обеспечивает один выход, т.е. одну временную позицию, что является неэкономичным.

Распределитель необходимо строить так, чтобы одна ячейка распределителя многократно участвовала в создании ряда временных позиций. В некоторой мере этому требованию удовлетворяет матричный распределитель [1, 2], емкость которого характеризуется величиной

$$Q_i = ab, \quad (3)$$

где a и b — число ячеек или информационных каналов линейных распределителей A и B , выходы которых подаются на двухвыходные элементы "И".

В случае, когда $a = b$ распределители A и B включаются последовательно относительно генератора тактовых импульсов (ГТИ) и величина $Q_M = a^2 = b^2$, частота следования канальных импульсов в матричном распределителе независимо от соотношений $a = b$, $a \neq b$ будет

$$F_M = F_0 : Q. \quad (4)$$

В данном случае потенциальные возможности матричных распределителей реализованы не

полностью. Наряду с матричным распределителем имеется два линейных распределителя соответственно с канальной емкостью $Q_b = b$ и $Q_a = a$. Каждая канальная емкость характеризуется частотой канальных импульсов, то есть $F_a = -F_0 : a$, $F_b = F_0 : b$.

Если матричный распределитель считать распределителем двухмерным (плоскостью), линейный распределитель — линией, а ГТИ рассматривать как распределитель — точку с частотой следования импульсов, равной F_0 , то общая канальная емкость двухмерного распределителя

$$Q_{ab} = a + b + ab + l = (a+1)(b+1). \quad (5)$$

Его суммарная длина, определяемая числом ячеек линейных распределителей:

$$P_{ab} = a + b.$$

Данный подход, рассмотренный по отношению к двухмерному распределителю, реализованный относительно многомерного распределителя, позволяет получить большую канальную емкость, характеризующуюся различной частотой следования импульсов по отдельным групповым каналам, при сравнительно небольшом числе ячеек линейных распределителей.

В работе [3] мы получили выражение для вероятности диссипативных процессов в многомерных распределителях импульсов:

$$P = \frac{2\Delta S}{k\tau} \exp\left\{-\frac{E_m - G^0/N}{kT}\right\}, \quad (6)$$

где ΔS — изменение энтропии в диссипативном процессе;

E_m — среднее значение «канальной емкости»;

τ — время диссипативного процесса.

В соответствии с (2) обозначим E_m через Q , разложим экспоненту в (6) в ряд и ограничиваясь существенными членами, получим

$$P = const \cdot e^{-Q/\lambda}, \quad (7)$$

где λ — некоторая постоянная.

Эффективность распределителя импульсов η определим как отношение «сигнал»-«шум». В нашем случае:

$$\eta = \frac{E}{P}, \quad (8)$$

где $F = 1/\tau$, τ — длительность «тактовых» импульсов.

Из соотношений (7) и (8) получим

$$\eta = \beta e^{Q/\lambda}, \quad (9)$$

где β, λ — const.

График функции (9) показан на рис. 2.

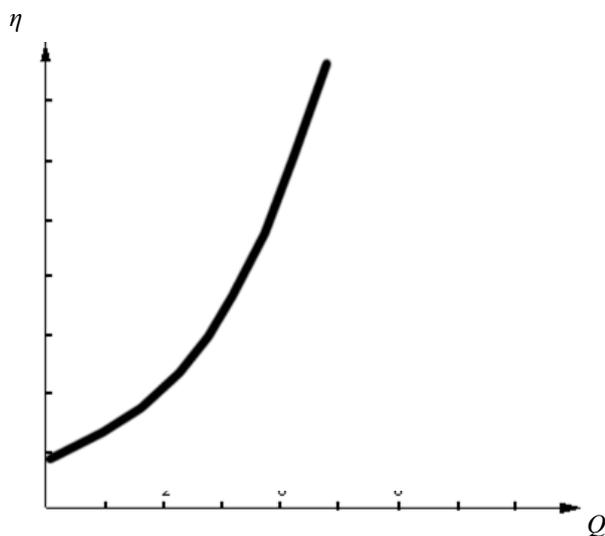


Рис. 2. Зависимость эффективности распределителя импульсов от канальной емкости

Из рис. 2 и уравнения (9) следует экспоненциальная зависимость эффективности распределителя импульсов от канальной емкости. Это значительно более сильная зависимость, чем это следует из обычных подходов.

Важность полученного результата подчеркивает необходимость создания многомерных распределителей импульсов на элементной базе, обладающей большой канальной емкостью.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Когай Л.И. и др. Многомерные устройства и системы. Караганда: Изд-во КарГТУ, 1997. 226 с.
2. А.с. №1113833/18-24 (СССР). Многомерный распределитель импульсов / Аракелов В.Н., Гаркуша В.С., Когай Л.И. и др. Заявлено 23.12.82; Оpubл. 1984. Бюл. №34.
3. Тен Т.Л., Яворский В.В., Юров В.М. Многомерные распределители импульсов и термодинамика информационных процессов // Вестник КарГУ. Сер. Физика. №1(41), 2006. С. 26-30.

РЕЗЮМЕ

- УДК 004:378. М.Р. НУРГУЖИН, Б.С. АХМЕТОВ. **Принципы формирования информационной образовательной среды вуза.** *Рассматривается проблема качественной подготовки специалистов в аспекте информатизации в сферах деятельности вуза.*
- УДК 531.1. А.К. КОЖАХМЕТОВА, У.Л. УМБЕТАЛИЕВА. **К вопросу организации самостоятельной работы студентов под руководством преподавателя.** *Изложены вопросы, относящиеся к совершенствованию самостоятельной работы студентов под руководством преподавателя (СРСР) при изучении теоретической механики. Предложенная форма СРСР в виде учебного семинара является одной из форм активной самостоятельной работы студента, приучающей его самому разбираться в теоретических и прикладных исследованиях.*
- УДК 622.268.13.06. В.Ф. ДЕМИН, Н.Н. ТУЛЕПОВ, В.В. ДЕМИН. **Исследование целесообразности раздельной выемки угля и породы в угольно-породных проходческих забоях.** *Разработаны методические принципы совершенствования технологии разработки маломощных пластов с раздельной выемкой угля и породы в смешанных проходческих забоях.*
- УДК 622.284(574.32). Ж.П. ВАРЕХА, С.Н. ЛИС, А.Е. МАГЗУМОВ. **Разработка быстротвердеющего минерального состава для закрепления анкерных стержней в шпурах.** *Приведены результаты исследований по разработке быстротвердеющего минерального состава для закрепления анкерных стержней в шпурах.*
- УДК 622.1:528;622.833/838. О. САБДЕНБЕКУЛЫ, А.К. КОЖАС. **Способ определения ширины предохранительной бермы для охраны объектов при подземной разработке.** *Определяются условия, обеспечивающие безопасную эксплуатацию объектов, расположенных на земной поверхности, и повышающие эффективность проводимых горных работ.*
- УДК 622.271.622.68. С.С. КУЛНИЯЗ. **Направления улучшения режимов открытых горных работ.** *Рассмотрены способы улучшения режимов горных работ на основе оптимизации параметров рабочих бортов.*
- УДК 622.273. Д.К. БЕГАХМЕТОВ, А.М. АУЕЗОВА. **Применение неэлектрических средств инициирования взрывания на рудниках.** *Рассмотрено применение неэлектрических средств инициирования взрывания на рудниках.*
- УДК 622.411.33:533.17. А.С. САГИНОВ, К.Д. ЛИ. **О промышленной добыче угольного метана в Республике Казахстан.** *Приведены результаты предварительной технико-экономической оценки целесообразности промышленной добычи угольного метана в Карагандинском бассейне.*
- УДК 622.232. Т.С. ФИЛИПОВА. **Аппроксимация распределения сопротивляемости угольных и**
- ӨОЖ 004:378. М.Р. НҮРҒОЖИН, Б.С. АХМЕ-ТОВ. **ЖОО ақпараттық білім беру орта-сын құру принциптері.** *ЖОО қызметі салаларындағы ақпараттанды-ру аспектіңде мамандарды сапалы даярлау проблемасы қарастырылады.*
- ӨОЖ 531.1. А.К. ҚОЖАХМЕТОВА, Ұ.Л. УМБЕТАЛИЕВА. **Оқытушының жетекші-лігімен студенттердің дербес жұмысын ұйымдастыру мәселесіне.** *Теориялық механиканы зерделеу кезінде оқытушының жетекшілігімен студенттердің дербес жұмысын (СОДЖ) жетілдіруге жата-тын мәселелер баяндалған. Оқу семинары түрінде ұсынылған СОДЖ түрі студентті тео-риялық және қолданбалы зерттеулерді өзі түсініп білуге үйрететін, оның белсенді дер-бес жұмысы түрлерінің бірі болып табылады.*
- ӨОЖ 622.268.13.06. В.Ф. ДЕМИН, Н.Н. ТӨ-ЛЕПОВ, В.В. ДЕМИН. **Көмір-тау жынысы ұңғымалық забойларында көмір мен тау жынысын бөлек алудың мақсат-тылығын зерттеу.** *Аралас ұңғымалық забойларда көмір мен тау жынысын бөлек алу арқылы аз қуатты қабат-тарды қазу технологияларын жетілдірудің әдістемелік принциптері әзірленген.*
- ӨОЖ 622.284(574.32). Ж.П. ВАРЕХА, С.Н. ЛИС, А.Е. МАҒЗҰМОВ. **Шпурларда анкерлік өзектерді бекітуге арналған жылдам қатаятын минералдық құрамды қазу.** *Шпурларда анкерлік өзектерді бекітуге ар-налған жылдам қатаятын минералдық құ-рамды қазу бойынша зерттеулер нәтижелері келтірілген.*
- ӨОЖ 622.1:528;622.833-838. О. СӘБДЕНБЕК-ҰЛЫ, А.Қ. ҚОЖАС. **Жерасты қазу кезінде объектілерді қорғауға арналған сақтан-дырғыш берманың енін анықтау тәсілі.** *Жер бетінде орналасқан және жүргізілетін тау-кен жұмыстарының тиімділігін артты-ратын объектілердің қауіпсіз пайдаланылуын қамтамасыз ететін шарттар анықталады.*
- ӨОЖ 622.271.622.68. С.С. ҚҰЛНИЯЗ. **Ашық кен жұмыстарының режимдерін жақ-сарту жолдары.** *Жұмыс жағдауларының параметрлерін оңтай-ландыру негізінде тау-кен жұмыстарының режимдерін жақсарту тәсілдері қарасты-рылған.*
- ӨОЖ 622.273. Д.К. БЕГАХМЕТОВ, А.М. ӘУЕ-ЗОВА. **Кеніштерде жаруды қоздырудың электрлік емес құралдарын қолдану.** *Кеніштерде жаруды қоздырудың электрлік емес құралдарын қолдану қарастырылған.*
- ӨОЖ 622.411.33:533.17. А.С. САҒЫНОВ, К.Д. ЛИ. **Қазақстан Республикасында көмір метанын өнеркәсіптік өндіру туралы.** *Қарағанды бассейнінде көмір метанын өне-ркәсіптік өндірудің мақсаттылығын алдын-ала техника-экономикалық бағалау нәтижелері келтірілген.*
- ӨОЖ 622.232. Т.С. ФИЛИПОВА. **Өзінің құ-рылысы бойынша біртекті, көмір және калий қаттарының қарсылығын үлес-**
- UDC 004:378 M.R. NURGUZHIN, B.S. AKHMETOV. **Principles of Forming Information Education Medium of Higher Educational Establishment.** *The problem of qualitative training specialists is considered in the aspect of informatization in the fields of the higher educational establishment activity.*
- UDC 531.1. K. KAZHAKHMETOVA, U.L. UMBETALIYEVA. **To Problem of Organizing Students' Original Work Under Teacher's Supervision.** *The problems have been stated which refer to improving the students' original work under a teacher's supervision in studying theoretical mechanics. The suggested form of the students' original work under a teacher's supervision as an educational seminar is one of the forms of an active original work of a student getting him (her) into a habit of looking into theoretical and applied researches himself (herself).*
- UDC 622.268.13.06. V.F. DYEMIN, N.N. TULEPOV, V.V. DYEMIN. **Investigating Expediency of Coal and Rock Getting in Coal-Rock Entry Faces.** *Methodical principles of improving the technology of mining thin layers by getting coal and rock separately in mixed entry faces have been worked out.*
- UDC 622.284(574.32). ZH.P. VARYEKHA, S.N. LIS, A.E. MAGZUMOV. **Developing Early – Strength Mineral Composition to Fix Anchor Rods in Blast – Hole.** *The results of investigations on working out an early – strength mineral composition to fix anchor rods in blast – holes are given.*
- UDC 622.1:528; 622.833/838. O. SABDENBEKULY, A.K. KOZHAS. **Way of Determining Width of Safety Berns to Protect Installations in Underground Mining.** *The conditions are determined which provide the safe operation of installations situated on the ground surface and increase the efficiency of mining operations carried out.*
- UDC 622.271.622.68. S.S. KULNIYAZ. **Trends of Improving Conditions of Surface Mining Operations.** *Ways of improving conditions of mining operations on the basis of optimizing the parameters of pit-edges have been considered.*
- UDC 622.273. D.K. BEGAKHMETOV, A.M. AUYESOVA. **Using Non-Electric Means of Initiating Blasting in Mines.** *Using non-electric means of initiating blasting in mines has been considered.*
- UDC 622.411.33:533.17. A.S. SAGINOV, K.D. LEE. **About Industrial Production of Coal Methane in the Republic of Kazakhstan.** *The results of preliminary feasibility estimate of the expediency of the industrial coal methane production in the Karaganda region are given.*
- UDC 622.232. T.S. FILIPPOVA. **Approximation of Distributing Resistance of Coal and Potassium Layers Non-Uniform in their**

калийных пластов, неоднородных по своему строению.

Рассматривается аппроксимация закона распределения сопротивляемости угольных и калийных пластов, неоднородных по своему строению.

УДК 553.3/4:5553.2(574.3). И.С. СИДОРЕНКО. Особенности геологического строения и вещественного состава месторождения Найзатас в Казахстане.

Изложены результаты геологических и аналитических исследований месторождения Найзатас. На основании этих данных можно говорить о новой для Казахстана золото-кварц-сидеритовой формации.

УДК 621.771.014. А.Б. НАЙЗАБЕКОВ, В.В. ИСАЕНКО, А.А. КУЛЖАБАЕВА. Устройство для деформирования со сдвигом заготовок квадратного и прямоугольного сечения.

Проведен анализ кузнечных инструментов и предложено устройство, повышающее качество прямоугольных и квадратных поковок путем реализации простого сдвига.

УДК 669.168+553.32. А.С. БАЙСАНОВ, М.Ж. ТОЛЫМБЕКОВ, С.О. БАЙСАНОВ, Т.Д. ТАКЕНОВ. Исследование обогатимости железомарганцевой руды Жайремского ГОКа.

Исследован процесс металлизующего обжига железомарганцевой руды при температуре 1000°C с разным расходом восстановителя. Показана зависимость распределения марганца и железа в магнитных фракциях от силы магнитного поля. Определена возможность применения металлизующего обжига с последующей магнитной сепарацией к труднообогатимым железомарганцевым рудам.

УДК 537.533.212. В.П. МАКАРОВ, К.Р. КУРБАНОВ. Исследование технологии получения качественного кремния.

Разработана технология получения и проведены исследования керамических материалов, открывающих новые возможности получения чистых и особо чистых материалов.

УДК 621.9101. Д.Т. ХОДЖИБЕРГЕНОВ, В.Н. ПЕЧЕРСКИЙ. Исследование влияния режимов резания при многолезвийной ротационной обработке на качество обработанной поверхности.

Представлен режущий инструмент, позволяющий получать на токарных станках поверхность 6...7 качества точности и шероховатости до Ra 0,15 мкм.

УДК 621.7÷669.14. А.З. ИСАГУЛОВ, В.Ю. КУЛИКОВ, И.В. ЛИ. Повышение качества стали и чугуна при использовании внепечного легирования и раскисления.

Рассмотрены результаты проведенных исследований по повышению качества отливок и сокращению расходов ферросплавов при внепечном легировании и раскислении. Использование внепечного легирования и раскисления жидкого металла позволит обеспечить потребителя качественной продукцией и положительно скажется на экономике машиностроения.

УДК 628.33.66.067. Н.А. МЕДЕУБАЕВ. К вопросу динамики газозвушных смесей применительно к условиям ликвидированных угольных шахт.

Рассматриваются проблемы динамики газозвушных смесей применительно к условиям ликвидированных угольных шахт.

УДК 622.51. К.Д. ТЕКИНИДИ, А.С. ЖАКУПОВА.

тіруді жуықтау.

Өзінің құрылысы бойынша біртексіз, көмір және калий қаттарының қарсылығын үлестіру заңын жуықтау қарастырылады.

ӨОЖ 553.3/4:5553.2(574.3.) И.С. СИДОРЕНКО. **Қазақстандағы Найзатас кен орнының геологиялық құрылысының және заттық құрамының ерекшеліктері.** Найзатас кен орнын геологиялық және аналитикалық зерттеу нәтижелері баяндалған. Осы деректер негізінде Қазақстан үшін жаңа алтын-кварц-сидерит формациясы туралы айтуға болады.

ӨОЖ 621.771.014. А.Б. НАЙЗАБЕКОВ, В.В. ИСАЕНКО, А.А. ҚҰЛЖАБАЕВА. Квадраттық және тік бұрышты қиманың дайындамаларын ығыстырумен деформациялауға арналған құрылғы.

Ұсталық құрал-саймандарды талдау жүргізілген және жай ығыстыруды іске асыру жолымен шыңдалған тікбұрышты және квадрат темірлердің сапасын жоғарылататын құрылғы ұсынылған.

ӨОЖ 669.168+553.32. А.С. БАЙСАНОВ, М.Ж. ТОЛЫМБЕКОВ, С.О. БАЙСАНОВ, Т.Д. ТАКЕНОВ. **Жәйрем КБК темір-марганец рудасының байытылғыштығын зерттеу.** Темір-марганец рудасын 1000⁰ С температурада металдандырып күйдіру процесі зерт-телген. Магниттік фракцияларда марганец пен темірді бөлудің магниттік өріс күшінен тәуелділігі көрсетілген. Кейіннен магниттік айыру арқылы металдандырып күйдіруді қиын байытылатын темір-марганец рудаларына қолдану мүмкіндігі анықталған.

ӨОЖ 537.533.212. В.П. МАКАРОВ, К.Р. КУРБАНОВ. Сапалы кремнийді алу технологиясын зерттеу.

Таза және ерекше таза материалдар алудың жаңа мүмкіндіктерін ашатын, керамикалық материалдарды зерттеу жүргізілген және алу технологиясы әзірленген.

ӨОЖ 621.9101. Д.Т. ХОДЖИБЕРГЕНОВ, В.Н. ПЕЧЕРСКИЙ. Көп жүзді айналуды өңдеу кезінде кесу режимдерінің өңделген беттің сапасына әсерін зерттеу.

Жону станоктарында Ra 0,15 мкм дейін дәлдік пен кедір-бұдырлықты 6...7 қалитетті бетті алуға мүмкіндік беретін, кескіш құрал-сайман алынған.

ӨОЖ 621.7÷669.14. А.З. ИСАГУЛОВ, В.Ю. КУЛИКОВ, И.В. ЛИ. Пештен тыс қоспалау мен босаңсытуды пайдалану кезінде болат пен шойын сапасының жоғарылуы.

Пештен тыс қоспалау мен босаңсыту кезінде феррокорытпалардың шығындарын қысқарту және құймалардың сапасын жоғарылату бойынша зерттеулер нәтижелері қарастырылған. Сұйық металды пештен тыс қоспалау мен босаңсытуды пайдалану тұтынушыны сапалы өніммен қамтамасыз етуге мүмкіндік береді және машина жасау экономикасына жақсы әсер етеді.

ӨОЖ 628.33.66.067. Н.А. МЕДЕУБАЕВ. Таратылған көмір шахталарының шарттарына қатысты газ-ауа қоспаларының қозғалысы мәселесіне.

Таратылған көмір шахталарының шарттарына қатысты газ-ауа қоспаларының қозғалысы проблемалары қарастырылады.

ӨОЖ 622.51. К.Д. ТЕКИНИДИ, А.С. ЖА-

Structure.

The approximation of the law of distributing resistance of coal and potassium layers non-uniform in their structure is considered.

UDC 553.3/4:5553.2(574.3). I.S. SIDORENKO. Peculiarities of Geological Structure and Material Composition of Nayzatas Deposit in Kazakhstan.

The results of geological and analytical investigations of the Nayzatas deposit have been stated. On the basis of the data it is possible to speak of a new gold – quartz – siderite formation for Kazakhstan.

UDC 621.771.014. A.B. NAYZABEKOV, V.V. ISAYENKO, A.A. KULZHABAYEVA. Device for Shear Deforming Billets of Square and Rectangular Section.

The analysis of forging tools has been carried out, and the device has been suggested which increases the quality of rectangular and square forgings by realizing a simple shift.

UDC 669.168+553.32. A.S. BAYSANOV, M.ZH. TOLIMBEKOV, S.O. BAYSANOV, T.D. TAKENOV. Investigating Dressability of Ferrom – Manganese ore of Zhayrem MDC.

The process of metallizing roasting of ferrom – manganese ore has been investigated at the temperature of 1000⁰C with the different reducer consumption. The dependance of distributing manganese and ferrom in magnetic fractions on the magnetic field force has been shown. The possibility of using metallizing roasting followed by magnetic separation to heavily dressed ferrom – manganese ores has been determined.

UDC 537.533.212. V.P. MAKAROV, K.R. KURBANOV. Investigating Technology of Obtaining Qualitative Silicon.

The technology of obtaining ceramic materials has been worked out and their investigating has been carried out. The materials open new possibilities of obtaining pure and superpure materials.

UDC 621.9101. D.T. KHODZHIBERGENOV, V.N. PECHYERSKY. Investigating Influence of Cutting Conditions on Quality of Treated Surface at Multiblade Rotation Machining.

Cutting tools have been presented which allow to obtain the surface of 6...7 quality accuracy and the roughness up to Ra 0.15 mkm on lathes.

UDC 621.7÷669.14. A.Z. ISAGULOV, V.YU. KULIKOV, I.V. LEE. Increasing Steel and Cast-Iron Quality by Using Alloying and Deoxidation out of Furnace.

The results of the carried-out investigations on increasing the quality of castings and decreasing the consumption of ferro – alloys at alloying and deoxidation out of furnace have been considered. Using alloying and deoxidation of molten metal out of furnace will allow to provide consumers with qualitative products and tell positively on the machine – building economy.

UDC 628.33.66.067. N.A. MEDEUBAYEV. To Problem of Gas – Air Mixtures Dynamics in Reference to Conditions of Liquidated Coal Mines.

The problems of gas – air mixtures dynamics in reference to the conditions of liquidated coal mines are considered.

UDC 622.51. K.D. TEKINIDY, A.S. ZHAKUPOVA.

Кинетика изменения минерализации шахтных вод Карагандинского бассейна.

Приведены химический состав шахтных вод и кинетика изменения их соледержания во времени по различным угольным районам бассейна, а также работы, проводимые по мониторингу пресных поверхностных и подземных вод в зоне влияния угольных предприятий.

УДК 622.411.332(574.31). Ж.Г. ЛЕВИЦКИЙ, Ж.К. АМАНЖОЛОВ, А.А. ШЕВЦОВ. Оценка влияния эжекторной установки на вентиляционный поток в воздухопроводе.

Рассмотрено взаимодействие воздушных потоков в трубопроводе в зоне работы эжекторной установки. Решена задача оценки свободного потока, вытекающего из форсунки, его влияние на изменение величины давления в вентиляционной системе.

УДК 662.807. Г.К. САПАРОВА. Исследование эжектирующих способностей мелкозернистых материалов при их перегрузках.

Выполнены теоретические исследования по изучению явлений эжекции и получены зависимости для определения объемов увлекаемого воздуха при перегрузках мелкозернистой горной массы.

УДК 519.8. Т.Т. ОСПАНОВА. Численное моделирование процессов переноса примеси вдоль равнинных водохранилищ.

На основе двумерной нестационарной модели с уравнениями Сен-Венана проведены расчеты течений и переноса примеси в Интумакском водохранилище. Коэффициенты горизонтального обмена (дисперсии) определяются по формуле, в которой учитывается придонная динамическая скорость. Приведены модельные примеры расчетов и результаты расчетов динамики дальнего переноса примеси вдоль Интумакского водохранилища.

УДК 519.7+539.3. Н.Т. ЖАДРАСИНОВ, А.С. КАНАТОВ. Криволинейная треугольная сетка в плоской задаче теории упругости.

Для решения плоской задачи теории упругости с различными очертаниями границ предлагается численная схема, дискретизирующая рассматриваемую область криволинейными треугольными элементами. Приводятся два вида треугольных модифицированных сеток.

УДК 624. Ж.С. НУГУЖИНОВ, А.Ю. КУРОХТИН, И.А. КУРОХТИНА. Исследование несущей способности железобетонного изгибаемого элемента с трещиной.

Установлена связь между несущей способностью железобетонного элемента и длиной продвижения вертикальной трещины нормального сечения.

УДК 666.972.16. В.И. СОЛОВЬЕВ. Эффективные модификаторы гидрофобизирующего действия для цементных материалов.

Приведены технические решения в области создания новых гидрофобизирующих модификаторов для производства конкурентоспособных бетонов.

УДК 628.144:625.782. С.В. ЖАРОВ, С.С. ЖАРОВА, А.А. ФЕСЕНКО. История развития, современное состояние и дальнейшая эксплуатация водопроводно-канализационного

ҚЫПОВА. Қарағанды бассейнінің шахталық суларын минералдандыруды өзгерту кинетикасы.

Шахта суларының химиялық құрамы және олардың құрамындағы тұздың бассейнің әр түрлі көмірлі аудандары бойынша уақытта өзгеру кинетикасы, сондай-ақ көмір кәсіпорындарының әсер ету аймағында үстіңгі беттегі тұзды және жер астындағы сулардың мониторингі бойынша жүргізілетін жұмыстар келтірілген.

ӨЖ 622.411.332(574.31). Ж.Г. ЛЕВИЦКИЙ, Ж.К. АМАНЖОЛОВ, А.А. ШЕВЦОВ. Эжектор қондырғысының ауа құбырындағы желдету ағынына әсерін бағалау.

Эжектор қондырғысының жұмыс істеу аймағында құбырдағы ауа ағындарының өзара әрекеттесуі қарастырылған. Бүркігіштен шығатын еркін ағынды бағалау есебі, оның желдету жүйесіндегі қысым шамасының өзгеруіне әсері шешілген.

ӨЖ 662.807. Г.К. САПАРОВА. Ұсақ түйіршікті материалдардың асқын жүктемелері кезінде олардың эжекциялаушы қабілеттерін зерттеу.

Эжекция құбылыстарын зерделеу бойынша теориялық зерттеулер орындалған және ұсақ түйіршікті кен массасының асқын жүктемелері кезінде шығарылатын ауаның көлемдерін анықтау үшін тәуелділіктер алынған.

ӨЖ 519.8. Т.Т. ОСПАНОВА. Қоспаны жазық су қоймаларының бойымен тасымалдау процестерін сандық модельдеу.

Сен-Венан теңдеулері бар екі өлшемді тұрақсыз модель негізінде Ынтымақ су қоймасындағы ағыстарды және қоспаны тасымалдауды есептеу жүргізілген. Көлденең алмасу (дисперсия) коэффициенттері онда түбіндегі динамикалық жылдамдық есепке алынатын формула бойынша анықталады. Ынтымақ су қоймасының бойында қоспаны алысқа тасымалдау динамикасын есептеу нәтижелері және есептеулердің модельдік мысалдары келтірілген.

ӨЖ 519.7+539.3. Н.Т. ЖАДРАСИНОВ, А.С. КАНАТОВ. Серпімділік теориясының жазық есебіндегі қисық сызықты үшбұрышты тор.

Шекараларының кескіндері әр түрлі серпімділік теориясының жазық есебін шешу үшін сандық сұлба ұсынылады, ол қарастырылатын облысты үшбұрышты элементтермен дискреттейді. Үшбұрышты түрлендірілген торлардың екі түрі келтірілген.

ӨЖ 624. Ж.С. НУГУЖИНОВ, А.Ю. КУРОХТИН, И.А. КУРОХТИНА. Жарықшағы бар иілетін темір бетон элементтің көтергіш қабілетін зерттеу.

Темір бетон элементтің көтергіш қабілеті мен қалыпты қималы тік жарықшақты жылжыту ұзындығының арасындағы байланыс анықталған.

ӨЖ 666.972.16. В.И. СОЛОВЬЕВ. Цементтік материалдарға арналған гидрофобтаушы әрекетті тиімді түр өзгерткіштер. Бәсекеге қабілетті бетондарды өндіру үшін жаңа гидрофобтаушы түр өзгерткіштерді жасау облысындағы техникалық шешімдер келтірілген.

ӨЖ 628.144:625.782. С.В. ЖАРОВ, С.С. ЖАРОВА, А.А. ФЕСЕНКО. Қарағанды қаласының су құбыры-канализация шаруашылығының даму тарихы, қазіргі жағдайы және әрі қарай пайдала-

Kinetics of Changing Mine-ralization of Mine Waters of Karaganda Coal Field.

The chemical composition of mine waters and the kinetics of changing their salt content in time in different coal areas of the field have been given, as well as the operations conducted for monitoring fresh surface and underground waters in the zone of the coal enterprises influence.

UDC 622.411.332(574.31). ZH.G. LEVITSKY, ZH.K. AMANZHOLOV, A.A. SHEVTSOV. Estimating Influence of Ejector Plant on Ventilation Stream in Air Duct.

The interaction of air streams in a pipe – line in the area of ejector plant operating has been considered. The problem of estimating a free stream flowing out of an injector, its influence on changing the pressure value in a ventilation system has been solved.

UDC 662.807. G.K. SAPAROVA. Investigating Ejecting Properties of Fine – Aggregate Materials on their Overloads.

Theoretical investigations have been carried out to study the ejection phenomenon, and the dependences have been obtained to determine the volume of the air carried along on overloads of a fine – aggregate rock mass.

UDC 519.8. T.T. OSPANOVA. Numerical Simulation of Processes of Addition Transfer along Flat Reservoirs.

On the basis of a two – dimensional non – stationary model with Sen – Venan's equations the calculations of flows and addition transfer in the Intumak reservoir have been carried out. The factors of horizontal exchange (dispersion) are determined by the formula in which the dynamic rate near the bottom is taken into account. The model calculation examples and the results of calculating the dynamics of a long distance transfer of the addition along the Intumak reservoir are given.

UDC 519.7+539.3. N.T. ZHADRASINOV, A.S. KANATOV. Curved Triangular Grid in Plane Problem of Theory of Elasticity.

To solve the plane problem of the theory of elasticity having different contour boundaries a numerical scheme digitizing the area considered with curved triangular elements is suggested. Two types of triangular modified grids are given.

UDC 624. ZH.S. NUGUZHINOV, A.YU. KUROKHTIN, U.A. KUROKHTINA. Investigating Carrying Capacity of Bended Reinforced Concrete Element Having Crack.

The relation of the carrying capacity of a reinforced concrete element and the length of advancing a vertical crack of a normal cross – section has been stated.

UDC 666.972.16. V.I. SOLOVYEV. Effective Modifiers of Water – Repelling Operation for Cement Materials.

Engineering solutions in the field of constructing new water – repelling modifiers for producing competitive concretes are given.

UDC 628.144:625.782. S.V. ZHAROV, S.S. ZHAROVA, A.A. FESENKO. History of Development, Up – to – Date Conditions and Further Use of Water – Supply and Waste – Water Disposal System

хозяйства г. Караганды.

Рассмотрены история развития, современное состояние и дальнейшая эксплуатация водопроводно-канализационного хозяйства г. Караганды. Приведена динамика развития водопроводно-канализационного хозяйства, рассмотрены недостатки и предложены меры по улучшению работы.

УДК 624.131.533. А.С. КАДЫРОВ, З.А. МУЛДАГАЛИЕВ, Е.С. БЕСТЕМБЕК. Зависимость сил резания от условий разрушения грунта.

Произведен расчет сил сопротивления, возникающих при резании грунта.

УДК 622.67:621.547. Б.А. ЖАУТИКОВ. Определение области возможного смещения центра тяжести груженого скипа шахтной пневмоподъемной установки.

Проведены аналитические исследования определения области возможного смещения центра тяжести груженого насыпным грузом (уголь, руда, порода) скипа шахтной пневмоподъемной установки.

УДК 622.233.29. Н.А. ДАНИЯРОВ, М.А. ЖУМАНОВ, А.З. ЖАЛГАСБЕКОВ. Оценка эффективности эксплуатации и уровня качества самоходного горного оборудования.

Приведен анализ конструкций и условий технической эксплуатации погрузочных машин САТ-980 G, используемых на подземных рудниках Жезказганского месторождения.

УДК 624.073.1 В.В. ЯВОРСКИЙ, Е.В. ЖУКОВСКИЙ. Модель эффективного распределения задач при управлении проектом разработки программного обеспечения.

Предлагается процедура назначения задач исполнителям из четырех шагов. Взаимосвязь задач можно представить частично упорядоченным графом, исполнители при этом характеризуются разной эффективностью выполнения различных работ и могут привлекаться к выполнению определенной части взаимосвязанных заданий. Должен сохраняться определенный порядок передачи выполненных заданий.

УДК 681.511.2. Л.А. АВДЕЕВ, С.А. БРАТЦЕВ. Алгоритм определения выхода электротехнической системы в предаварийное состояние.

Предлагается алгоритм определения выхода электротехнической системы в предаварийное состояние, в качестве которой выбран вентилятор главного проветривания угольной шахты.

УДК 621.3.083.92. Т.Л. ТЕН. Влияние канальной емкости на эффективность многомерных распределителей импульсов.

Теоретически получена зависимость эффективности многомерного распределителя импульсов от канальной емкости, которая имеет экспоненциальный вид и показывает необходимость создания современных многомерных электронных устройств.

нылуы.

Қарағанды қаласының су құбыры-канализация шаруашылығының даму тарихы, қазіргі жағдайы және әрі қарай пайдаланылуы қарастырылған. Су құбыры-канализация шаруашылығының даму қозғалысы келтірілген, кемшіліктері қарастырылған және жұмысты жақсарту бойынша шаралар ұсынылған.

ӨОЖ 624.131.533. А.С. ҚАДЫРОВ, З.А. МУЛДАГАЛИЕВ, Е.С. БЕСТЕМБЕК. Кесу күштерінің грунтты бұзу шарттарына тәуелділігі.

Грунтты кесу кезінде пайда болатын кедергі күштерін есептеу жүргізілген.

ӨОЖ 622.67:621.547. Б.А. ЖӘУТИКОВ. Шахталық пневмокөтергіш қондырғының жүктелген скипінің ауырлық центрінің мүмкін болатын ығысу облысын анықтау.

Шахталық пневмокөтергіш қондырғының үйінді жүкпен (көмір, руда, тау жынысы) жүктелген скипінің ауырлық центрінің мүмкін болатын ығысу облысын анықтауға аналитикалық зерттеулер жүргізілген.

ӨОЖ 622.233.29. Н.А. ДАНИЯРОВ, М.А. ЖУМАНОВ, А.З. ЖАЛГАСБЕКОВ. Өздігінен жүретін тау-кен жабдығын пайдалану тиімділігін және сапасының деңгейін бағалау.

Жезқазған кен орнының жерасты кеніштерінде пайдаланылатын, CAN-980 G тиеу машиналарының конструкцияларын және техникалық пайдаланылу шарттарын талдау жүргізілген.

ӨОЖ 624.073.1. В.В. ЯВОРСКИЙ, Е.В. ЖУКОВСКИЙ. Программалық қамтамасыз етуді әзірлеу жобасын басқару кезінде есептерді тиімді үлестіру моделі.

Орындаушыларға төрт қадамнан тұратын есептердің тағайындалу процедурасы ұсынылады. Есептердің өзара байланысын жартылай реттелген бағанмен беруге болады, сонымен бірге орындаушылар әр түрлі жұмыстарды орындаудың әр түрлі тиімділігімен сипатталады және өзара байланысқан тапсырмалардың белгілі бөлігін орындауға жұмылдырылуы мүмкін. Орындалған тапсырмаларды берудің белгілі тәртібі сақталу керек.

ӨОЖ 681.511.2. Л.А. АВДЕЕВ, С.А. БРАТЦЕВ. Электртехникалық жүйенің апат алдындағы күйге шығуын анықтау алгоритмі.

Электртехникалық жүйенің апат алдындағы күйге шығуын анықтау алгоритмі ұсынылады, алгоритм ретінде көмір шахтасын бас желдету желдеткіші таңдалған.

ӨОЖ 621.3.083.92. Т.Л. ТЕН. Каналдық сыйымдылықтың импульстерді көп өлшемді үлестіргіштерге әсер етуі.

Импульстердің көп өлшемді үлестіргіші тиімділігінің каналдық сыйымдылықтан тәуелділігі теориялық түрде алынған, ол экспоненциалдық түрде болады және қазіргі көп өлшемді электрондық құрылғыларды құру қажеттілігін көрсетеді.

Equipment of Karaganda.

The history of the development, the up – to – date conditions and the further use of the water – supply and waste – water disposal system equipment of Karaganda have been considered. The dynamics of developing the water – supply and waste – water disposal system equipment has been given, the disadvantages have been considered, and the measures of improving the operation have been suggested.

UDC 624.131.533. A.S. KADYROV, Z.A. MULDAGALIEV, E.S. BESTEMBEK. Dependence of Cutting Force on Conditions of Ground Destruction.

Calculating the resistance forces arising in cutting ground has been carried out.

UDC 622.67:621.547. B.A. ZHAUTIKOV. Determining Range of Possible Shift of Centre of Gravity of Loaded Skip of Mine Pneumatic Hoisting Plant.

Analytical investigations of determining the range of the possible shift of the centre of gravity of a mine pneumatic hoisting plant skip loaded with a bulk cargo (coal, ore, rock) are given.

UDC 622.233.29. N.A. DANIIAROV, M.A. ZHUMANOV, A.Z. ZHALGASBEKOV. Estimating Usage Efficiency and Quality Level of Self – Propelled Rock Equipment.

The analysis of the designs and conditions of operation of loaders SAT – 980G used in underground mines of the Zhezkazgan deposit has been given.

UDC 624.073.1. V.V. YAVORSKY, YE.V. ZHUKOVSKY. Model of Distributing Efficiently Tasks at Managing Design of Developing Software.

The procedure of assigning tasks for executors consisting of four steps is suggested. The interrelation of tasks can be presented by a partially ordered graph; the executors are characterized by the different efficiency of fulfilling various operations and can be drawn into carrying out a particular part of the interconnected tasks. The particular order of handing over the fulfilled tasks must be kept.

UDC 681.511.2. L.A. AVDEYEV, S.A. BRATSEV. Algorithm of Determining Electroengineering System Going into Conditions Before Failure.

The algorithm of determining an electroengineering system going into the conditions before failure is suggested, the fan of the main coal mine ventilation has been chosen as such a system.

UDC 621.3.083.92. T.L. TEN. Influencing Channel Capacity on Multidimensional Pulse Distributors Efficiency.

The dependence of the multidimensional pulse distributor efficiency upon the channel capacity has been obtained theoretically, which has an exponential form and shows the necessity of developing up – to – date multidimensional electronics devices.

Правила оформления и представления статей

Статья представляется в редакционно-издательский отдел в двух экземплярах. Прилагаются дискета с файлами, направление организации. Приводится аннотация на казахском, русском и английском языках, указывается индекс УДК. Объем статьи не должен превышать 8 страниц машинописного текста. Текст статьи печатается через два интервала (между строками 6 мм) на одной стороне листа форматом 210x297 мм; **поля со всех сторон по 2 см**; страницы нумеруются. На дискете текст необходимо набирать в редакторе Word 97 либо Word 2000 (не ниже) **шрифтом Times New Roman, размер шрифта (кегель) — 14.**

Все буквенные обозначения, приведенные на рисунках, необходимо пояснять в основном или подрисуночном тексте. Нумеровать следует только те формулы и уравнения, на которые есть ссылка в тексте.

Рекомендуется компьютерная графика. Рисунки могут иметь расширения, совместимые с Word 97, Word 2000, т.е. CDR, JPG, PCD, TIF, BMP.

Для рисунков должен применяться шрифт Arial. Размер шрифта (кегель) 14. Рисунки должны быть хорошего качества.

Для таблиц рекомендуется шрифт Times New Roman, размер шрифта (кегель) 14.

Формулы должны быть набраны в формуляторе MathType или Equation.

В статье не должно быть сложных и громоздких формул и уравнений, особенно формульных таблиц, а также промежуточных математических выкладок. Все сокращения и условные обозначения в формулах следует расшифровать, размерности физических величин давать в системе СИ, названия иностранных фирм, их продуктов и приборов – в транскрипции первоисточника с указанием страны.

Список литературы (только органически связанной со статьей) составляется в порядке цитирования и дается в конце статьи. В тексте ссылки на литературу отмечаются порядковыми цифрами в квадратных скобках, а именно [1, 2]. В конце статьи следует указывать название организации, где выполнена работа, контактный телефон, факс и адрес электронной почты. Статья должна быть подписана всеми авторами с указанием ученой степени, служебного и домашнего адресов и телефонов.

Публикация неверно оформленных статей задерживается.

Статья должна носить авторский характер, т.е. принадлежать лично автору или группе авторов, причем количество последних не должно быть более пяти. В одном номере журнала может быть напечатано не более одной статьи одного автора. В исключительных случаях, по решению редакционного совета, может быть опубликовано две статьи одного автора.

Предпочтение отдается статьям, имеющим исследовательский характер и содержащим элементы научной новизны. Рекомендуется аналитические результаты научных исследований подтверждать данными, полученными экспериментальным путем или методами имитационного моделирования.

Статья должна иметь законченный характер, то есть в ней рекомендуется отобразить кратко историю рассматриваемого вопроса, поставить задачу, определить методику ее решения, привести

Раздел «Транспортная техника. Информационные технологии. Автоматика»

результаты решения задачи, сделать выводы и заключение, привести список литературы. Не допускается использование в статьях фрагментов текста, рисунков или графиков из работ других авторов (или из Internet) без ссылки на них.

республикалық

журнал

республиканский

УНИВЕРСИТЕТ ЕҢБЕКТЕРІ ТРУДЫ УНИВЕРСИТЕТА
2006. №2. 82 с.

№ 1351-ж тіркеу куәлігін 2000 жылдың 4 шілдесінде Қазақстан Республикасының Мәдениет, ақпарат және қоғамдық келісім министрлігі берген

Регистрационное свидетельство № 1351-ж от 04.07.2000 года выдано Министерством культуры, информации и общественного согласия Республики Казахстан

Әдеби редакторлар — Литературные редакторы

Т.В. Рустемова, Р.С. Исакова, Б.А. Асылбекова, Қ.Ә. Үйсін

Аудармашылар — Переводчики

А.С. Қордабаева, Л.В. Евдокимова

Компьютерлік ажарлау және беттеу — Компьютерный дизайн и верстка

М.М. Утебаев

Басуға қол қойылды	20.06.2006	Подписано в печать
Пішімі	60×84/8	Формат
Көлемі, б.т.	12,9	Объем, п.л.
Таралымы	500	Тираж
Тапсырыс	3370	Заказ
Индексі	75857	Индекс
Келісімді баға		Цена договорная

Редакцияның мекен-жайы — Адрес редакции

100027, г. Караганда, бульвар Мира, 56. Издательство КарГТУ, тел. 56-20-62

