

УНИВЕРСИТЕТ ЕҢБЕКТЕРІ

ТРУДЫ УНИВЕРСИТЕТА

* 1 (26)
2007

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.)

МЕНШІК ИЕСІ

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

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

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.	<i>ректор, академик МАН ВШ, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф. (председатель)</i>
Акимбеков А.К.	<i>проректор по научной работе и международным связям, д-р техн. наук, проф. (зам. председателя)</i>
Ахметжанов Б.А.	<i>зав. кафедрой экономики предприятия, академик МЭАЕ, д-р экон. наук, проф.</i>
Байджанов Д.О.	<i>декан инженерно-строительного факультета, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.</i>
Бакиров Ж.Б.	<i>зав. кафедрой прикладной механики, д-р техн. наук, проф.</i>
Брейдо И.В.	<i>зав. кафедрой автоматизации производственных процессов, академик МАИН, чл.-кор. АЕН РК, д-р техн. наук, проф.</i>
Ермолов П.В.	<i>зав. лабораторией ИПКОН, академик НАН РК, д-р геол.-минер. наук, проф.</i>
Жумасултанов А.Ж.	<i>профессор кафедры социально-гуманитарных дисциплин, д-р ист. наук</i>
Исагулов А.З.	<i>первый проректор, академик МАИН, чл.-кор. АН ВШК, д-р техн. наук, проф.</i>
Квон С.С.	<i>профессор кафедры разработки месторождений полезных ископаемых, д-р техн. наук</i>
Климов Ю.И.	<i>зав. кафедрой горных машин и оборудования, академик МАИН, чл.-кор. АЕН РК, д-р техн. наук, проф.</i>
Колесникова Л.И.	<i>зав. кафедрой экономической теории, канд. экон. наук, доц.</i>
Малыбаев С.К.	<i>зав. кафедрой промышленного транспорта, д-р техн. наук, проф.</i>
Низаметдинов Ф.К.	<i>зав. кафедрой маркшейдерского дела и геодезии, д-р техн. наук, проф.</i>
Нургужин М.Р.	<i>председатель Аэрокосмического комитета МОН РК, академик МАИН, чл.-кор. АН ВШК, д-р техн. наук, проф.</i>
Пак Ю.Н.	<i>проректор по учебно-методической работе, академик АЕН РК, д-р техн. наук, проф. (ответственный за выпуск)</i>
Палев П.П.	<i>профессор кафедры теоретической механики, д-р техн. наук</i>
Портнов В.С.	<i>начальник учебно-методического управления, д-р техн. наук, проф.</i>
Смирнов Ю.М.	<i>зав. кафедрой физики, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.</i>
Тутанов С.К.	<i>зав. кафедрой высшей математики, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.</i>
Фешин Б.Н.	<i>декан электромеханического факультета, академик МАИН, д-р техн. наук, проф. (ответственный секретарь)</i>
Хамимолда Б.Ж.	<i>проректор по воспитательной работе, чл.-кор. АМР РК, д-р техн. наук, проф.</i>
Швоев В.Ф.	<i>зав. кафедрой технологии машиностроения, канд. техн. наук, доц.</i>
Яворский В.В.	<i>зав. кафедрой автоматизированных информационных систем, академик МАИН, д-р техн. наук, проф.</i>

РАЗДЕЛ 1. ПРОБЛЕМЫ ВЫСШЕЙ ШКОЛЫ..... 5

ЭТТЕЛЬ В.А., ЗАРТЕНОВА Л.Г. Инновационно-информационная технология обучения как средство повышения профессионализма студентов информационного направления	5
КОГАЙ Г.Д., НУРГУЖИНА А.М., КЕСАРЕВА Э.Г., ЯВОРСКАЯ Г.М. Опыт разработки учебных порталов для дистанционного образования.....	7
СУЛЕЙМЕНОВА М.Ж., МУСИНА Ш.Ж. Методика организации самостоятельной работы студентов	9
КАРГИНА Н.А., АНТОНОВ М.А., БЕЛЯЕВ С.В., МАЛЫШЕВ В.П. Программируемые микрокалькуляторы	11

РАЗДЕЛ 2. ГЕОТЕХНОЛОГИИ. БЕЗОПАСНОСТЬ В ПРОМЫШЛЕННОСТИ. ЭКОЛОГИЯ 16

САПАКОВ Е.А., БЕГАХМЕТОВ Д.К. Влияние взрывных нагрузок на элементы карьеров	16
СМАИЛОВ Н.О., ДЕМИН В.В. Определение оптимальных параметров технологических схем горно-подготовительных работ с охраной выемочных выработок искусственными породными сооружениями	19
ТУЛЕПОВ Н.Н. Обоснование целесообразности создания ресурсосберегающей технологии выемки запасов коксующихся углей Карагандинского угольного бассейна	22
БЕКМУХАМЕТОВА З.А. Закономерности размещения и обоснование прогнозных рудных ресурсов хромитов, титаномагнетитов и платиноидов в автохтонных офиолитовых плутонах Кемпирсайского комплекса Мугуджар.....	25
ДЕМИН В.Ф. Исследование возможности повышения эффективности отработки маломощных угольных пластов струговыми комплексами	28
КАБЫЛБЕКОВА Г.К. Оценка определения условий выбросов ТЭЦ в окружающую среду	31
ПАК Д.Ю. Исследование метрологических характеристик рентгенорадиометрического метода контроля качества угля	34
ШАРИПОВ С.М. Использование вторичных ресурсов при производстве полимерминеральных композиций.....	38

РАЗДЕЛ 3. МАШИНОСТРОЕНИЕ. МЕТАЛЛУРГИЯ 40

ЗЕЙНУЛЛИН А.А., ЖАКЕНОВ А.Г., ЖУКОВ Г.И. Комбинированные катализаторы с использованием платины, рения и кобальта.....	40
КЕРЕЕВ Н.С., КАРИЕВ А.Д., КАЛИАКПАРОВ А.Г. Эффективная утилизация горючих для нужд внутреннего энергоресурса	42
ИБРАЕВА О.Т., ИСАГУЛОВ А.З., ИБРАЕВ И.К. К вопросу выбора технологии утепления головной части слитка спокойной стали	44
ХОДЖИБЕРГЕНОВ Д.Т., ЖУСИПБЕКОВ А.К. Особенности износа ротационного инструмента	48
НАЙЗАБЕКОВ А.Б., НОГАЕВ К.А. Расчет ковочных прессов в условиях эксцентрических нагружений, возникающих при поперечном сдвиге заготовок	49
ГОЛОВАЧЕВ Н.П., ТОЛЫМБЕКОВ А.М., ТОЛЫМБЕКОВ М.Ж., ТАКЕНОВ Т.Д., ПРИВАЛОВ О.Е. Освоение технологии производства высокоуглеродистого феррохрома с 1-2 % кремния.....	51
ИСАГУЛОВ А.З., КУЛИКОВ В.Ю., КАЧАНОВА Ю.Н. Определение напряжения ползучести и релаксации дисперсных смесей	53
РЕЙТАРОВ О.В. Автоматизированный расчет объемных температурных полей и упругопластических напряжений и деформаций, возникающих при электродуговой сварке в элементах крановых металлоконструкций	56

РАЗДЕЛ 4. СТРОИТЕЛЬСТВО. ТРАНСПОРТ. ЭКОНОМИКА 58

ГАНЮКОВ А.А. Расчет на прочность фрезерного рабочего органа землеройной машины, работающей в глинистом растворе.....	58
КАДЫРОВ А.С., МУЛДАГАЛИЕВ З.А., БЕСТЕМБЕК Е.С. Определение сил сопротивления разрушению грунта фрезерованием	61
БАКИРОВ Ж.Б., ЖАНГЕЛЬДИНА П.М. Напряженное состояние диска при действии контурных нагрузок.....	63
НУРМАГАНБЕТОВ А.С. Разработка фрезерных рыхлителей.....	65
ХАЙБУЛЛИН Р.Р. Особенности нагружения резания грунтов рабочими органами землеройных машин вращательного действия	67
БОЖЕНОВ А.Ш. Применение нового метода к расчету рамы	69
КАЖИГУЛОВ А.К. К вопросу повышения силы тяги локомотивов	70
ХАРЬКОВСКИЙ Ю.П., ХАРЬКОВСКАЯ В.М. Экономические аспекты разработки твердых полезных ископаемых методом скважинной гидродобычи	72
ТАЛАСПЕКОВ К.С., ЖАРДЕМОВ Б.Б. Дифференциация оценок для оптимизации сроков реконструкции железнодорожных участков.....	76

РАЗДЕЛ 5. ЭНЕРГЕТИКА. АВТОМАТИКА. УПРАВЛЕНИЕ 79

ЖЕТЕСОВА Г.С., САРТАБАЕВ Ж.Т. Процессный подход к управлению качеством	79
АВДЕЕВ Л.А., БРАТЦЕВ С.А. Технологическая сигнализация и защита в автоматизированных системах контроля и управления электротехнических комплексов угольных шахт	81
МУСТАФИН М.А. Расчет энергетических характеристик электроприводов центробежных механизмов в динамических режимах	83
БРЕЙДО И.В., СИВЯКОВА Г.А. Параметрическая оптимизация регуляторов натяжения электроприводов башенных печей агрегата непрерывного отжига	85
КАЗИЕВ Г.З., ДЖУРУНТАЕВ Д.З. Способы повышения устойчивости явных методов анализа схем	88
ПАК Ю.Н., ПОРТНОВ В.С., ПАК Д.Ю. К методике выбора оптимальных аппаратурных параметров при рентгенорадиометрическом анализе углей	91
КАРАСЁВ Н.И., КРИЦКИЙ А.Б., ТОМИЛОВА Н.И., ЦОК Н.Г. Концепция реализации программы энергосбережения в теплоснабжающих системах мегаполисов Казахстана	93

РЕЗЮМЕ 99

Правила оформления и представления статей 104

УДК 004:378

**В.А. ЭТТЕЛЬ
Л.Г. ЗАРТЕНОВА**

Инновационно-информационная технология обучения как средство повышения профессионализма информационного направления

Специальности факультета информационных технологий (ФИТ) КарГТУ относятся к группе наукоемких направлений подготовки инженеров, бакалавров, магистров и аспирантов. С учетом известной закономерной периодичности (согласно закону Мура) обновления элементной базы микроэлектроники и средств вычислительной техники, существенно изменяется программно-математическое обеспечение, стремительно развиваются средства и системы связи, локальные и глобальные телекоммуникационные сети, технологии обработки информации. В этой ситуации не могут остаться неизменными процессы обучения студентов по информационным, вычислительным и автоматизированного проектирования направлениям. Повышение качества и эффективность обучения могут быть достигнуты в результате внедрения инновационных технологий обучения, базирующихся на современных технических средствах, позволяющих использовать перспективные разработки в рассматриваемых областях знаний.

С позиций системного подхода инновационные технологии в обучении — это актуально значимые и системно самоорганизующиеся новообразования, возникающие на основе разнообразия инициатив и новшеств, которые становятся перспективными для

эволюции образования, позитивно влияют на его развитие и способствуют совершенствованию у обучаемых навыков самостоятельного решения практических задач на основе поиска необходимой информации и информационных технологий как средств получения конкретного результата [1].

В этой связи есть смысл оценивать состояние рассматриваемого вопроса, используя модель: «Инновационная технология обучения (дисциплины, специальности) + конкретные информационные технологии обучения».

Последние включают следующие перспективные направления в системе высшего технического образования [2]:

- приобретение и модернизация аппаратных и программных средств компьютерной техники;
- создание университетских информационных ресурсов, доступных пользователям корпоративной сети вуза;
- применение CAD/CAM/CAE систем в качестве средств сквозного обучения по прикладным информационным технологиям;
- создание информационной инфраструктуры вуза на базе Intranet/Internet сетей;
- создание программно-аппаратной лабораторной базы;

- создание виртуальных лабораторно-практических комплексов;
- использование WEB-технологий, средств мультимедиа для создания учебно-методического обеспечения;
- развитие дистанционного обучения;
- применение компьютерных коммуникационных систем в процессе обучения;
- развитие информационных технологий оценки качества обучения;
- развитие автоматизированных информационных систем для управления учебным процессом.

С учетом принятого понятия инновационного обучения и модели инновационно-информационных технологий обучения на кафедрах ФИТ существует следующая ситуация.

На кафедре «Автоматизированные информационные системы» (АИС) разработаны и внедрены в учебный процесс обучающий Web-портал РЦДТО; технологическая линия по созданию мультимедийных электронных обучающих средств (МЭОС), основанная на современном аппаратном обеспечении. Широко используется современное программное обеспечение (система управления базами данных Microsoft SQL Server 2000 Edition; средство по разработке web-страниц Micromedia Dreamweaver 6; система многопараметрического анализа многомерных хранилищ данных OLAP Analytical Processing «Data Mining»; оболочка создания экспертных систем Exsis; онтологическая система Protégé 3.1).

Организованы курсы повышения квалификации и семинары для привития преподавателям навыков работы на Web-портале.

По гранту фирмы «Microsoft» под управлением ООН функционирует учебный центр Microsoft Unlimited Potential «Центр обучения компьютерным знаниям». Создан проект «Экспериментальная зона электронного обучения», включающий в себя три аудитории электронного обучения с интерактивными электронными досками и оборудованием беспроводного доступа. Ежегодно проводятся дистанционные олимпиады по информатике.

Инновационная научная деятельность кафедры направлена на разработку автоматизированных информационных систем ДО Web-портала; геоинформационных систем (ГИС) организации управления транспортными средствами и в горном деле; информационных систем (ИС), основанных на многомерном представлении данных. Проводятся исследования по инициативной тематике «Разработка онтологии проблемной области и автоматизированных систем формирования и управления корпоративными знаниями».

Планируется создание проектов вступления в ассоциацию пользователей научно-образовательной компьютерной сети «КазРЕНА» и системы дистанционного обучения специалистов аэрокосмического направления; использование для НИР и НИРС и внедрение в учебный процесс спутниковых; КВ и УКВ, телеграфных, телефонных и сотовых модемов со взаимным резервированием для приема и передачи информации о региональных

объектах; средств разработки геоинформационных систем (ГИС) и технологий 3D-моделирования месторождений полезных ископаемых; систем отображения в ГИС местоположения подвижных объектов по спутниковым навигационным приборам NAVSTAR и ГЛОНАС.

В научной, образовательной деятельности и в сфере информационных технологий налажены международные связи с вузами Российской Федерации (ИПУРАН, г. Москва; ТУСУР и ИКЦ ТПУ, г. Томск).

На кафедре «Системы автоматизированного проектирования» (САПР) для реализации инновационных и информационных технологий разработана концепция, основанная на принципах индивидуализации обучения; интеграции дисциплин в рамках учебного плана; выбора студентом тематики лабораторных работ, курсовых и дипломных проектов по различным уровням сложности; актуализации учебного материала с учетом постоянного обновления аппаратных и программных средств.

Используется современное программное обеспечение, позволяющее выполнять лабораторные работы в среде ANSYS; моделировать в среде GPSS. Для трехмерного параметрического конструирования сборочных узлов применяется ориентированная на ЕСКД параметрическая чертежно-графическая система КОМПАС с широким набором библиотек и приложений. Программирование осуществляется на современных языках VisualBasic, C++, Java, PHP. Организация вычислительных систем основана на операционных системах Linux, Unix, FreeBSD, Windows 2003 Server. Практически по всем дисциплинам применяются ЭОС.

Кафедра САПР приступила к внедрению в учебный процесс интегрированных систем компании АСКОН с использованием лицензионного программного обеспечения. Создан информационный портал <http://www.sapr.kstu.kz>, обеспечивающий доступ к учебным и методическим материалам дисциплин кафедры, оказание консультационной помощи преподавателями.

Используются коммуникативные методы активного обучения (круглый стол, анкетирование, «мозговой штурм»).

Защита дипломных проектов и работ, магистерских диссертаций на кафедрах АИС и САПР осуществляется в виде презентации с использованием современных программно-аппаратных средств.

На кафедре «Информационно-измерительная техника» (ИИТ) для обеспечения учебного процесса по специальным дисциплинам используются пакеты языков программирования (Delphi, C++), баз данных (Excel, Access), графики (AutoCad, OrCad, MathCad), моделирования (ANSYS, GPSS, MathLab).

Внедряются инновационные технологии с использованием в учебном процессе и научных исследованиях современных лабораторных установок и стендов; совместно с кафедрой АПП создаются межкафедральные учебно-лабораторные комплексы.

На кафедре «Социально-гуманитарные дисциплины» (СГД) внедрена кредитная система обучения для студентов 1-3 курсов всех

специальностей университета. Преподаватели кафедры прошли компьютерные курсы «Microsoft», внедряют в учебный процесс сертифицированные электронные учебники.

Студенты с первого по третий курс специальностей «Информационные системы», «Вычислительная техника и программное обеспечение», «Электроэнергетика», «Радиотехника, электроника и телекоммуникации» и «Стандартизация, метрология и сертификация» заочного факультета в рамках РЦДТО обучаются по дистанционной форме.

Анализируя ситуацию по рассматриваемому вопросу на кафедрах ФИТ, а также опыт разработки, развития и внедрения инновационных и информационных технологий обучения в других вузах Казахстана и России [1, 2, 3, 4, 5], можно сделать следующие выводы и предложения по совершенствованию в КарГТУ качества подготовки специалистов на основе инновационных и информационных технологий обучения.

На кафедрах ФИТ развитие инновационных и информационных технологий не имеет системного характера. Высокий уровень реализации отмечен на кафедрах АИС и САПР, в меньшей степени — на ИИТ и в начальной стадии — на СГД.

С учетом индивидуального подхода к инновационным и информационным технологиям обучения по специальным техническим дисциплинам на выпускающих кафедрах ФИТ необходимо провести мониторинг каждой дисциплины в рамках модели «Инновационные технологии обучения (по конкретной дисциплине...) + информационные технологии обучения». Это позволит создать перспективную базу данных для совершенствования процесса обучения студентов ФИТ и КарГТУ.

В учебном процессе необходимо создать условия для планомерного перехода на лицензионные программное обеспечение и программно-аппаратные средства.

Модернизировать сеть Intranet КарГТУ с целью повышения эффективности ее работы.

Реализовать проект кафедры АИС «Экспериментальная зона электронного обучения».

На кафедре ИИТ необходимо ускорить внедрение проекта межкафедральной лаборатории с кафедрой АПП на базе лабораторий СТА, ЛККС [6] и сети Intranet КарГТУ.

На кафедре СГД следует модернизировать компьютерный класс и оснастить кафедру аудиовизуальной техникой.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Файзулина Г.З. Инновационные процессы в сфере образования (теоретический обзор). WWW-сайт.
2. Никандров Н.Д., Советов Б.Я. Развитие информационного общества и проблемы подготовки кадров в области информационных технологий // Информационно-управляющие системы. 2004. № 4. С. 42-47.
3. Дырдина Е.В., Красильникова В.А., Шапкина Т.Н. Компьютерные средства обучения: опыт разработки и внедрения. ОГУ, Оренбург. www.ito.osu.zu.
4. Абдрасилов Б.С. Информационные технологии в образовании: состояние, перспективы // Тр. Междун. симпозиума «Информационные и системные технологии в индустрии, образовании и науке», посвященного 50-летию КарГТУ (24-25 сентября 2003 г.). Караганда, 2003. С. 4-8.
5. Рамочные параметры организации образовательного процесса в бакалавриате на основе кредитной технологии. WWW.edu.gov.kz — сайт МАН РК.
6. Брейдо И.В., Фешин Б.Н. Интегрированный научно-лабораторный комплекс «Современные технологии автоматизации» // Тр. ун-та. 2005. № 1. С. 79-82.

УДК 621.3.083.92

**Г.Д. КОГАЙ
А.М. НУРГУЖИНА
Э.Г. КЕСАРЕВА
Г.М. ЯВОРСКАЯ**

Опыт разработки учебных порталов для дистанционного образования

Дистанционное обучение — это универсальная гуманистическая форма обучения, базирующаяся на использовании широкого спектра традиционных, новых информационных телекоммуникационных технологий и технических средств, которые создают условия для свободного выбора обучаемым образовательных дисциплин, соответствующих стандартам, и диалогового обмена с преподавателем, при этом процесс обучения не зависит от расположения обучаемого в пространстве и во времени.

Дистанционное образование (ДО) — это система, в которой реализуется процесс дистанционного обучения для достижения и подтверждения

обучаемым определенного образовательного ценза, который становится основой его дальнейшей творческой и (или) трудовой деятельности.

Информационно-образовательная среда ДО представляет собой системно-организованную совокупность средств передачи данных, информационных ресурсов, протоколов взаимодействия, аппаратно-программного и организационно-методического обеспечения и ориентируется на удовлетворение образовательных потребностей пользователей.

Дистанционное обучение от традиционных форм обучения отличаются следующие характерные черты:

- *гибкость системы дистанционного образования* (СДО). Студенты не посещают регулярных занятий в виде лекций и семинаров, а работают в удобное для себя время в удобном месте и в удобном темпе. Им формально не требуется какого-либо образовательного ценза. Каждый может учиться столько, сколько ему лично необходимо для освоения предмета и получения необходимых зачетов и экзаменов по выбранным курсам;

- *модульный принцип*: в основу программ ДО выбран модульный принцип. Каждый отдельный курс создает целостное представление об определенной предметной области. Это позволяет из набора независимых курсов-модулей формировать учебную программу, отвечающую индивидуальным или групповым потребностям (например, для персонала фирмы);

- *экономическая эффективность*: средняя оценка мировых образовательных систем показывает, что ДО обходится на 50 % дешевле традиционных форм образования. Опыт отечественных негосударственных центров ДО показывает, что их затраты на подготовку специалиста составляют примерно 60 % от затрат на подготовку специалистов по дневной форме. Относительно низкая себестоимость обучения обеспечивается за счет использования более концентрированного представления и унификации содержания, ориентированности технологий ДО на большое количество обучающихся, а также за счет более эффективного использования существующих учебных площадей и технических средств, например, в выходные дни;

- *новая роль преподавателя*: на него возлагаются такие функции, как координирование познавательного процесса, корректировка преподаваемого курса, консультирование при составлении индивидуального учебного плана, руководство учебными проектами и др. Он управляет учебными группами взаимоподдержки, помогает обучаемым в их профессиональном самоопределении. Асинхронное, как правило, взаимодействие обучаемых и преподавателя в СДО предполагает обмен сообщениями путем их взаимной посылки по адресам корреспондентов. Это позволяет анализировать поступающую информацию и отвечать на нее в удобное для корреспондентов время. Методами асинхронного взаимодействия являются электронная голосовая почта или электронные компьютерные сети;

- *специализированный контроль качества образования*: в качестве форм контроля в ДО используются дистанционно организованные экзамены, собеседования, практические, курсовые и проектные работы, экстернат, компьютерные интеллектуальные тестирующие системы. Следует особо подчеркнуть, что решение проблемы контроля качества ДО, его соответствия образовательным стандартам имеет принципиальное значение для успеха всей СДО. От успешности ее решения зависит академическое признание курсов ДО, возможность зачета их прохождения традиционными учебными заведениями. Поэтому для осуществления контроля в СДО должна быть создана единая система государственного тестирования;

- *использование специализированных технологий и средств обучения*: технология ДО — это совокупность методов, форм и средств взаимодействия с человеком в процессе самостоятельного, но контролируемого освоения им определенного массива знаний. Обучающая технология строится на фундаменте определенного содержания и должна соответствовать требованиям его представления. Содержание предлагаемого к освоению знания аккумулируется в специальных курсах и модулях, предназначенных для ДО и основанных на имеющихся в стране образовательных стандартах, а также в банках данных и знаний, библиотеках видеосюжетов и так далее;

- *опора на современные средства передачи образовательной информации*: центральным звеном СДО являются средства телекоммуникации и их транспортная основа. Они используются для обеспечения образовательных процессов: необходимыми учебными и учебно-методическими материалами; обратной связью между преподавателем и обучаемым; обменом управленческой информацией внутри системы ДО; выходом в международные информационные сети, а также для подключения в СДО зарубежных пользователей.

Содержание обучения — это состав, структура и материал учебной информации, а также комплекс задач, заданий и упражнений, передаваемых студентам, которые формируют их профессиональные навыки и умения, способствуют накоплению первоначального опыта трудовой деятельности.

Средства обучения представляют содержание обучения, контроль и управление учебно-познавательной деятельностью обучающихся.

В традиционном учебном процессе такими средствами являются: печатные издания (учебники, учебно-методические пособия, справочники), дискеты с учебной информацией, записи на доске, плакаты, кинофильмы, видеофильмы, а также слово преподавателя.

При получении ДО средства обучения значительно шире и, кроме традиционных, включают такие, как: учебные электронные издания; компьютерные обучающие системы; учебные аудио-, видеоматериалы и мн. др.

Электронные издания учебного назначения, обладая всеми особенностями бумажных изданий, имеют ряд отличий и преимуществ. В частности, компактность хранения в памяти компьютера или на дискете, гипертекстовые возможности, мобильность, тиражируемость, возможность оперативного внесения изменений и дополнений, удобство пересылки по электронной почте. Это — автоматизированная обучающая система, которая включает в себя дидактические, методические и информационно-справочные материалы по учебной дисциплине, а также программное обеспечение, которое позволяет комплексно использовать их для самостоятельного получения и контроля знаний.

Компьютерные сети — средство обучения, включающее в себя различного рода информацию и совокупность компьютеров, соединенных каналами связи.

Глобальная сеть INTERNET является интегральным средством, широко используемым в ДО.

В настоящее время Web-порталами принято называть практически любые крупные ресурсы, включая монотематические. Они не являлись собственно медийными ресурсами, но практически все они включали в себя медийную составляющую (как минимум — ленту новостей). Большинство порталов имеют довольно стандартную схему — объединение максимального числа любых сервисов (набор и количество, а также качество которых зависит не от логики развития проектов, а от возможностей компании-разработчика): бесплатная почта, бесплатный хостинг, интерактивные компоненты, поисковые системы.

Каждый крупный университет начинает задумываться над применением дистанционного обучения. Некоторые идут по пути создания нового, то есть создают такую систему дистанционного обучения, чтобы она удовлетворяла все их потребности и была максимально интегрирована с уже существующими системами (например, АРМ «Деканат» и т.п.). Другие же идут по пути использования и развития существующего, так как на рынке сейчас есть множество подобных систем с различными возможностями. Создание новой СДО требует много времени на разработку, создание и внедрение системы, требует большого штата сотрудников, что не всегда «по карману» университету, школе или колледжу — не все учебные учреждения могут позволить себе потратить несколько лет только на разработку системы, без явных результатов ее использования. Для них на рынке предлагается несколько СДО, распространяющихся на бесплатной основе, обладающих широким набором возможностей.

При разработке структуры электронного обучения КарГТУ следует учитывать следующие задачи СДО: учет студентов и преподавателей; распределение студентов между курсами; контроль сдачи заданий и успеваемости студентов; учет модульности обучения; автоматическое выставление оценок; подсчет оценок в рейтинг-листе.

Функциональная схема работы обучающего портала

Весь семестровый курс делится на 3 части, которые называются «модулем». Для ведения рейтинг-листа должны быть определены сроки окончания каждого модуля. Модуль заканчивается контрольной точкой, в которой собираются все оценки студентов.

Каждый модуль должен содержать следующий материал для аттестации: теоретический материал: ту часть, которая должна быть изучена студентом до даты окончания модуля; лабораторные работы: методические указания и сроки их выполнения; раздел курсового проекта (если предусмотрен программой курса): методические указания и срок его выполнения; чат-консультация: в определенное время преподаватели и студенты выходят на портал для консультации по какому-либо вопросу. Возможные режимы работы чата: одноразовый, ежедневный, еженедельный; форум-семинар: из изученного теоретического материала обсуждаются наиболее важные и интересные задачи и вопросы, составленные преподавателем. Сообщения в форуме оцениваются преподавателем; тест: тестовые вопросы по изученному материалу, используемые для рубежного контроля. Проводится в течение последних трех дней модуля.

Таким образом, в настоящее время любое учебное заведение может использовать в процессе обучения СДО.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Яворский В.В. Анализ и принятие решений в иерархических системах // Сб. науч. тр. КарГТУ. 2002.

УДК 63.2(2К)

**М.Ж. СУЛЕЙМЕНОВА
Ш.Ж. МУСИНА**

Методика организации самостоятельной работы студентов

В Государственной программе развития образования на 2005-2010 годы говорится о необходимости внедрения новых педагогических, информационных и здоровьесберегающих технологий обучения, а также об изменении принципов организации обучения и роли студента от пассивного «получателя» знаний, умений, навыков к активному субъекту познавательного процесса, в котором выделяются: формирование потребности и умений самостоятельно добывать и применять знания на практике, целенаправленное и систематическое приобщение к научным способам познания, а также развитие студента как личности и субъекта деятельности, формирование ценности, жизненных ориентиров.

В этих условиях студент не может усвоить всех знаний, да это и не нужно. Главное — воспитать внутреннюю потребность постоянного обновления знаний, овладение новой информацией для применения в конкретных условиях, то есть формирование оперативных и мобильных знаний. Создать условия для создания содержательного и процессуального компонентов для понимания существа проблемы и умения решать ее, гибко применяя адекватные методы. Сформировать мышление, позволяющее принимать точные решения на основе самостоятельной оценки проблемы. Можно лишь добавить, что указанные условия невозможны без творческого потенциала, так как решение новых задач, часто принципиально новых, сопряжено с

творческим процессом, когда привычные логические операции могут завести исследователя в тупик. Поэтому в ходе учебного процесса нужно стремиться формировать следующие характеристики будущего выпускника:

- самореализация личности, ответственной за реализацию собственной жизнедеятельности;
 - формирование личности, способной действовать в группе и коллективе и решать принципиально новые задачи на основе рефлексии и творчества;
 - формирование личности, имеющей широкий опыт применения полученных и самостоятельно добытых знаний в учебных и жизненных ситуациях;
 - формирование личности, готовой к процессу образования на протяжении всей жизни;
 - создание условий для формирования человека, владеющего основами информационной культуры как личности и профессионально значимым качеством, обеспечивающим эффективное, рациональное, этнически взвешенное взаимодействие с информационной средой.
- Самостоятельная работа студентов способствует:
- прочному закреплению приобретенных знаний;
 - их углублению и расширению;
 - воспитанию культуры умственного труда, умению рационально организовать учебу, спланировать ее во времени и т.д.;
 - воспитанию чувства ответственности за выполнение учебных заданий, настойчивости и упорству в достижении цели.

Навыки самостоятельной работы у будущих выпускников нужно формировать систематически на теоретических, практических занятиях.

На теоретических занятиях полезны небольшие упражнения по самостоятельному разбору материала. Очень полезно приучать студентов писать конспекты и во время объяснения преподавателя, и при самостоятельной работе над литературой. Ведение записей дисциплинирует, способствуют лучшему пониманию и запоминанию материала. Большую пользу приносит составление схем, таблиц, где делается системный анализ, кратко излагаются выводы, выстраиваются логические взаимосвязи.

Одна из главных задач обучения — это формирование самостоятельного мышления, подготовка к творческой деятельности.

Будущим специалистам предстоит часто принимать ответственные решения, уже в процессе обучения необходимо создавать условия для проявления личной точки зрения, творческой самостоятельности и активной общественной позиции. Нельзя быть подлинно активным специалистом, не проявляя самостоятельности в мыслях, решениях, действиях.

Можно применить ряд способов для организации самостоятельной работы студентов:

1. Самостоятельная работа с учебником, которая предполагает проработку теоретического материала, затем выполнение главного, постановку проблемы и путей решения, оформление таблицы, схемы. При этом методе поощряются мини-дискуссии, во время которых студенты приобретают навыки

аргументированного доказательства своих мыслей и овладевают приемами ораторского искусства.

2. Работа с малыми группами. Студенты сами формируют микрогруппы, которые имеют неформального лидера, и им дается задание по какому-либо отдельному вопросу, разделу. Работая в составе микрогруппы, студенты учатся сравнивать, анализировать, выделять преимущества и недостатки в изучаемом вопросе.

3. Самостоятельный информационный поиск. Вовлечение студентов в самостоятельный поиск по нахождению толкований различных профессиональных терминов. Для поиска студенты самостоятельно работают с журналами, словарями, справочниками, газетами, в Интернете. Этот материал используется студентами для подготовки докладов, написания рефератов, тематика которых затрагивает весьма широкий спектр исторических вопросов. Здесь могут затрагиваться какие-либо исторические события либо исторические личности.

Самостоятельный поиск имеет большое познавательное и воспитательное значение, так как они получают дополнительные сведения о героическом прошлом своего народа.

Самостоятельный информационный поиск студентов инициируется при получении ими определенных заданий — написании рефератов и докладов.

Цель занятия не только в том, чтобы дать студентам определенный круг знаний, но и в том, чтобы сформировать у них предусмотренные программой навыки. Каждое занятие — это средство воспитания студентов. Поэтому работа на занятиях предусматривает все этапы обучения и воспитания: анализ исторических фактов, формирование выводов, определение связи с окружающей действительностью. На занятиях закладываются основы формирования личности, мировоззрения. Важнейший путь обучения и воспитания на занятиях — развитие личностных способностей, а следовательно, познавательных возможностей студентов, что достигается, в частности, постановкой вопросов: почему? зачем? что из этого следует? и т.п.

Главное на занятиях — его результат. Ведь из практики известно, что методический прием, успешно использованный в одной группе, может оказаться неэффективным в другой, так как выбор форм и методов работы зависит не только от специфики учебного материала, но и от подготовки студентов, их умения работать самостоятельно и в других условиях. Поэтому эффективным может быть не только занятие, основанное на инновациях, но и занятие, построенное по традиционной схеме. Конечно, и оригинальное построение, и новизна методических приемов — очень важные факторы, способствующие качественному проведению занятия. Эффективность занятия повышается, когда наряду с традиционным обучением используются элементы проблемности, которые позволяют формировать у студентов самостоятельное продуктивное мышление, приучать их к творчеству, к умению вести поиск решения возникшей проблемы. Устойчивые трудовые и учебные навыки прививаются студентам только в

процессе преодоления определенных трудностей. У студентов необходимо формировать такие понятия, как ценность и важность труда, значимость избранной профессии. Ведь нередко студенты выбирают свою будущую специальность неосознанно. Поэтому преподаватель должен формировать положительную установку на предстоящую трудовую деятельность.

Таким образом, очень важно добиться того, чтобы каждый студент усвоил все предусмотренное программой и чтобы у студентов не осталось

неувоенных вопросов. Однако следует отметить, что самостоятельная учебная работа приносит положительные результаты только тогда, когда точно и объективно учитываются, оцениваются и контролируются ее результаты. Системный контроль знаний является подспорьем преподавателю для проверки эффективности своих методов обучения.

Качественный уровень конечного результата достигается за счет действующей у нас тестово-рейтинговой системы оценки знаний студентов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Гриненко Т.В. Активизация самостоятельной работы — залог успеха профессионального и карьерного роста выпускника колледжа // Казахстанн кәсіпкері = Профессионал Казахстана. 2006. № 2 (3). С. 25-28.
2. Маленкова Б.Х., Салина Р.М. Модернизация системы профессионального образования в Казахстане // Там же. № 3 (34). С. 31-33.

УДК 681.142

**Н.А. КАРГИНА
М.А. АНТОНОВ
С.В. БЕЛЯЕВ
В.П. МАЛЫШЕВ**

Программируемые микрокалькуляторы

Современные научные и графические программируемые микрокалькуляторы пользуются широчайшим спросом за рубежом [1, 2]. Они настолько востребованы, что приобретение некоторых моделей является непростой задачей [2]. Отличаясь ценой (от 10 до 500 долларов США) от персональных компьютеров (ПК), такие микрокалькуляторы приближаются по своим возможностям к последним и могут использоваться не только самостоятельно, но и совместно с ПК как дополнение к ним.

В Казахстане же программируемые микрокалькуляторы практически неизвестны. Поэтому авторы сочли целесообразным опубликовать общие сведения о типах программируемых микрокалькуляторов и их характеристиках. Такая информация может быть полезной для студентов, аспирантов, научных сотрудников. При подготовке статьи были использованы ресурсы Интернета, сайт <http://www.rk86.com/frolov/calcoll.htm>, <http://www.calculators.ru>, dyak@key-town.com, в том числе материалы, подготовленные С. Фроловым, Д. Федотовым, В. Дьяконовым.

Простые научные калькуляторы, которые не имеют развитых средств графического изображения, делятся на два основных типа:

- калькуляторы с алгебраической логикой работы TAL (True Algebraic Logic);
- калькуляторы с обратной польской логикой RPN (Reverse Polish Notation).

Для калькуляторов первого типа характерно наличие клавиш со знаком равенства и со скобками. При вычислении совершаются действия в соответствии с привычными правилами. Например, сложение двух чисел (2 и 3) осуществляется как: $2+3=$.

Калькуляторы с алгебраической логикой работы наиболее распространены.

У калькуляторов второго типа отсутствуют клавиши со знаком равенства и со скобками. Вместо

них имеется клавиша с надписью ENTER (ввод), а точнее ENTER ↑ или ↑. Отличается также способ записи выражений. Так, сложение двух чисел в данном варианте представляется в виде: $2 \uparrow 3 +$.

Такой способ осуществления операций предложил польский математик Д. Лукашевич. Вероятно, поэтому и способ назван польским. Польская логика работы используется в калькуляторах корпорации Hewlett Packard. Данная логика применялась в советских программируемых микрокалькуляторах.

Калькуляторы помимо логики работы характеризуются и другими признаками: Микрокалькуляторы с простым программированием без ветвления; Микрокалькуляторы с простым программированием и ветвлением; Микрокалькуляторы с памятью формул; Микрокалькуляторы с развитым языком программирования (Бейсик или приближенный к Бейсику язык), графические микрокалькуляторы.

Микрокалькуляторы с простым программированием без ветвления

Такие микрокалькуляторы запоминают нажатия клавиш. Для программирования микрокалькулятора нужно войти в режим программирования и ввести последовательность действий, которую микрокалькулятор должен выполнять. При этом на экране микрокалькулятора будет отображаться результат вычислений. Для проверки правильности ввода программы необходимо проверять ее на контрольном примере, когда известен правильный результат. Список наиболее популярных моделей микрокалькуляторов с простым программированием включает: Citizen SRP-145, SRP-145II, SRP-265 (табл. 1).

Микрокалькуляторы с простым программированием и ветвлением

В этих микрокалькуляторах наряду с возможностью ввода программы имеются несколько команд, позволяющих прервать последовательное выполнение команд и перейти вперед или назад на

несколько шагов программы. Для перехода используются команды [Goto], [Rtn], $[x>0]$ и $[x\leq M]$. Действия этих команд могут отличаться в разных моделях микрокалькуляторов. Например, в микрокалькуляторах Casio fx-3600PV, fx-3900PV при выполнении команды $[x>0]$ необходимо указать, сколько шагов программы микрокалькулятор должен пропустить — вперед или назад. Команда $[x\leq M]$ аналогична команде $[x=0]$, но сравнение происходит с регистром памяти M. Команда [Rtn] продолжит выполнение программы с первого шага.

Наиболее популярные модели микрокалькуляторов с простым программированием и ветвлением: Casio fx-3600PV (табл. 2), Citizen SRP-265 (табл. 1).

Микрокалькуляторы с памятью формул. К таким микрокалькуляторам относятся двухстрочные микрокалькуляторы, в которых вычисляемая формула записывается в привычной нам алгебраической форме.

В них можно сохранить одно или несколько выражений, а потом запускать на выполнение.

В микрокалькуляторах Citizen SRP-280, SRP-285II и SRP-300 для хранения программ используются две области, называемые PROG1 и PROG2. В каждую область можно занести строку длиной до 72 команды каждая. Суммарно получается 144 команды.

В микрокалькуляторе Casio fx-5500LA можно сохранять несколько формул общей длиной 1095 шагов (до 127 шагов каждая формула). Для вызова необходимой формулы надо пролистать экран, используя клавиши со стрелками. Одной командой, так же как и для микрокалькуляторов с простым программированием, считается каждое выполняемое действие.

В список микрокалькуляторов с памятью формул входят: Casio fx-4200P, fx-5500L (табл. 2), Citizen SRP-280, SRP-285II, SRP-300 (табл. 1).

Таблица 1

НАУЧНЫЕ КАЛЬКУЛЯТОРЫ CITIZEN

№	1	2	3	4	5	6	7	8
Модель	SRP145TII	SRP-265	SRP-280	SRP-285II	SRP-300	SRP-350	SRP-325G	SRP-400G
Цена	\$9,83	\$9,83	\$16,13	\$16,73	\$19,98	\$19,98	\$29,55	\$70,74
Тип	Программируемые							
Фото								
Разрядность	8+2	8+2	10+2	10+2	10+2	10+2	10+2	8+2
Дисплей	Ж.К., сегментный, 1 строчный	Ж.К., сегментный, 1 строчный	Ж.К., матричный, 2 строчный	Ж.К., точечно-сегментный, 2 строчный	Ж.К., точечно-сегментный, 2 строчный	Ж.К., точечно-сегментный, 2 строчный	Ж.К., точечный, 2 строчный	Ж.К., точечный
Особенности программирования	Простое программирование	Простое программирование	Память формул	Память формул	Память формул	Версия Бейсик	Версия C	Версия C
Кол-во ячеек памяти	1	1	7	8	8	26	26..59	26
Память программ (килобайт)	0,040	0,040	0,074	0,148	0,148	1,200	0,400	32
Число функций	86	129	396	455	500	616	623	892

Таблица 2

НАУЧНЫЕ КАЛЬКУЛЯТОРЫ CASIO

№	1	2	3	4	5	6	7	8
Модель	FX-3600PV	FX-3900PV	FX-4200PV	FX-5500LA	FX-4500PA	FX-3650P	FX-3950P	FX-4800P
Цена	\$34,75	\$47,00	\$42,75	\$49,50	\$45,25	\$42,50	\$55,75	\$89,00
Тип	Программируемые							
Фото								
Разрядность	10+2	10+2	10+2	10+2	10+2	10+2	10+2	10+2
Дисплей точеч.-матр.	80×48 точки	80×48 точки	128×64 точки	80×48 точки	39×23 точки	Ж.К., 2 стр.	Ж.К., 2 стр.	39×23 точки
Особенности программирования	Простое программирование и ветвление	Простое программирование и ветвление	Память формул	Память формул	Версия Бейсик	Версия Бейсик	Версия Бейсик	Версия Бейсик
Кол-во ячеек памяти	7	7	28	26	26..163	7	7	20
Память программ (килобайт)	0,038	0,300	0,279+0,063	1,095	1,103	0,360	0,360	4,500
Число функций	233	189	194	250	242	129	242	297

НАУЧНЫЕ КАЛЬКУЛЯТОРЫ CASIO

№ Модели	9	10	11	12	13	14	15
Модель	FX-6300G	FX-7400G PLUS	FX-7450G	FX-9750G	CFX-9850G PLUS	CFX-9950G PLUS	ALGEBRA FX 2.0
Цена	\$69,00	\$36,50	\$102,4	\$49,50	\$204,00	\$210,00	\$202,50
Тип	Программируемые						
Фото							
Разрядность	10+2	10+2	10	10+2	10+2	10+2	10+2
Дисплей	39×23 точки	80×48 точки	80×48 точки	128×64 точки	128×64 точки	128×64 точки	128×64 точки
Особенности программирования	Простое программирование и ветвление	Простое программирование и ветвление	Память формул	Память формул	Версия Бейсик	Версия Бейсик	Версия Бейсик
Кол-во ячеек памяти	28	28	26	26	26	28	28
Память программ (килобайт)	0,40	60	20	26	28	60	RAM 144 ROM 768
Число функций	262	406	398	900	905	905	905

Микрокалькуляторы с развитым языком программирования, графические калькуляторы. Встроенный язык программирования для таких калькуляторов, напоминающий компьютерный Бейсик или Версию С, уже дают возможность писать полноценные программы. В настоящее время программируемые калькуляторы с развитым языком программирования производятся фирмами: Casio, Citizen, Hewlett Packard, Sharp, Texas Instruments и другими. Каждая фирма-изготовитель, в основном, включает собственный язык программирования в микрокалькуляторы, но, в принципе, все они похожи.

Принципиально новым видом микрокалькуляторов стали графические программируемые микрокалькуляторы, практически стирающие разницу между ними и компьютерами в выполнении любых (в том числе достаточно сложных) вычислений. Самые последние достижения инженерной мысли вносятся именно в графические калькуляторы. Это — калькуляторы, которые могут практически все. Данные калькуляторы обладают графическим экраном; встроенным языком программирования высокого уровня; возможностью связи с PC (обычно для загрузки программ или данных) или с внешними устройствами; системой символьных вычислений, включающей различные манипуляции с выражениями, решение уравнений или их систем, символьное дифференцирование и интегрирование, а часто и решение дифференциальных уравнений в символьном виде; программами для рисования различных двумерных и трёхмерных графиков и диаграмм; операциями линейной алгебры; развитыми средствами статистического анализа данных; пакетом финансовых вычислений; вычислениями с комплексными числами; у многих из них есть возможность программирования на Версии С на компьютере, с последующей кросс-компиляцией и загрузкой кода. Их память обычно составляет 100-400 килобайт ОЗУ и сотни килобайт или даже мегабайты флэш-памяти. Часто используются процессоры с тактовой частотой в десятки мегагерц. Графический

дисплей позволяет строить и анализировать графики. Почти каждая модель имеет порт для связи с компьютером. Графические калькуляторы представлены, в основном, калькуляторами фирмы Casio и Citizen (табл. 1, 2), хотя на самом деле они выпускаются большим количеством фирм, например, Hewlett-Packard или Texas Instruments.

Программируемые калькуляторы Casio с формульным вводом TAL могут иметь одну или несколько строк на дисплее. С точки зрения программирования это сказывается лишь в удобстве написания программ. Язык программирования основан на формульном вводе с добавлением команд ввода/вывода и ветвления.

Программируемые калькуляторы Citizen сначала копировали аналоги Casio (SRP-320G), но потом их разработчики изменили встроенный язык программирования, сделав его больше похожим на Версию С. В самых совершенных с точки зрения возможностей программирования микрокалькуляторах Citizen SRP-350 и SRP-400G имеется наибольшее, среди программируемых калькуляторов Citizen, количество команд: For, If-Then-Else, Switch, Case, Do-W, While, Exit, Default, Clr-D, Input, Print, Goto, GOSUB, Label, Data, Read, RStore, Locat, Sleep, Rev, Swap, End.

Особняком в перечне программируемых калькуляторов стоят модели фирмы Hewlett-Packard. Это связано с тем, что большинство программируемых калькуляторов этой фирмы имели специальный язык программирования, называемый языком с обратной польской нотацией (RPN).

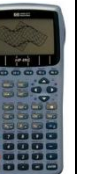
Компания Hewlett-Packard предлагает широкий модельный ряд программируемых, а также графических калькуляторов (табл. 3), рассчитанных на все категории потенциальных пользователей от школьников до научных работников. Например, модель HP-39G+ представляет собой графический калькулятор со встроенным ИК-портом. Имеются большой дисплей — 131×64 точки, память 256 Кб, пошаговый режим ввода данных с информацией о процессе и возникающих ошибках, более 600

встроенных функций. Возможно построение двухмерных графиков. Микрокалькулятор имеет инфракрасный порт для подключения к принтеру и USB-порт для передачи данных в компьютер.

Производит векторные вычисления в прямоугольных и полярных координатах, действия с матрицами, имеет редактор матриц.

Таблица 3

НАУЧНЫЕ КАЛЬКУЛЯТОРЫ HEWLETT-PACKARD

№	1	2	3	4	5	6	7	8
Модель	HP-20S	HP-33S	HP-9G	HP-39G	HP-48GX	HP-49G	HP-49G+	HP-50G
Цена	\$63,70	\$115,00	\$71,50	\$153,00	\$165,75	\$276,00	\$312,00	--
Тип	Программируемые							
Фото								
Разрядность	12	10+2	12	12+2	12+3	12+3	12+3	12+3
Дисплей ЖК	Сегментный	Точечный	Точечный	Точечный 131×64	Точечный 131×64	Точечный 131×64	Точечный 131×80	Точечный 131×80
Особенности программирования	Память формул	RPN, память формул	RPN, память формул	RPN, HP Basic	RPN, HP Basic	RPN, HP Basic	RPN, Assembler, HP Basic	RPN, Assembler, HP Basic
Количество ячеек памяти	--	27	26	--	--	--	--	--
Память программ (килобайт)	0.256	31	256	256	1256	1500	2500	ROM 2000 RAM 512

При разработке серии новых калькуляторов был учтен прежний опыт разработки суперкалькуляторов предыдущих серий научных калькуляторов корпорации Hewlett-Packard. При этом особое внимание уделялось удешевлению новых моделей при одновременном увеличении их функциональных возможностей. Одновременно стал проявляться отход от польской логики, начавшийся в моделях класса HP-48. В серии HP-49G (к которой относятся калькуляторы HP-48GII, HP-49G, HP-49G+) язык RPL сочетается с довольно мощным языком HP-Basic (свыше 400 инструкций), являющимся существенным расширением известного и популярного Бейсика. Новые графические калькуляторы HP по существу являются микроЭВМ, специализированными на вычисления. Число функций у таких калькуляторов вполне сравнимо с числом функций у новейших систем компьютерной математики (СКМ). К примеру, у СКМ Mathematics 4/4.1 оно достигает двух тысяч, а у калькуляторов HP-48 — 2300.

Калькуляторы фирмы Texas Instruments (табл. 4) используют алгебраическую нотацию и версию Бейсика, называемую TI-Basic. Примером наиболее совершенных калькуляторов фирмы Texas Instruments являются программируемые графические калькуляторы TI-89 и TI-92 Plus. Это калькуляторы нового поколения, рекомендуемые к применению в школах с расширенной математической подготовкой и в высших учебных заведениях.

В них встроена несколько упрощенная система символьной математики [Derive](#), позволяющая выполнять не только численные, но и аналитические вычисления, сочетая их с графической визуализацией вычислений. Обе модели имеют абсолютно идентичные возможности и параметры и отличаются только внешним оформлением и размерами

экономичного жидкокристаллического экрана. Калькулятор TI-89 выполнен в стиле классического калькулятора.

Калькулятор TI-92 Plus выполнен в стиле микрокомпьютера. У него QWERTY клавиатура, дисплей повышенного разрешения (240 × 128 пикселей) и размера и даже вполне современный встроенный графический манипулятор с 8-ю направлениями. Наиболее важные клавиши продублированы, например, имеются три клавиши ввода Enter в наиболее удобных местах клавиатуры.

Обе модели способны в командном режиме выполнять практически все встречающиеся на практике простые и умеренно сложные вычисления. Это арифметические действия, операции с действительными и комплексными числами и строками, решение систем линейных, нелинейных и даже дифференциальных уравнений, операции с векторами и матрицами, аналитические и численные вычисления производных и интегралов, вычислением пределов, нулей, минимумов и максимумов функций, разложение функций и выражений в ряд Тейлора и многие другие виды вычислений. Калькуляторы имеют редакторы формул, текстовых комментариев, векторов, матриц и таблиц. Они могут выполнять самые распространенные статистические расчеты, проводить регрессию и вычислять множество статистических параметров для массивов данных.

Калькуляторы позволяют строить графики различных функций в декартовой и в полярной системе координат, а также графики трехмерных поверхностей и фигур различного типа. Они обеспечивают даже анимацию графиков и интерактивное управление углами обзора 3D-фигур. Возможно разбиение экрана на два окна с выводом в каждое окно любой информации. Управление калькуляторами происходит с помощью многочисленных выпадающих меню. Наиболее часто

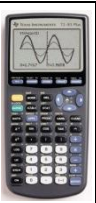
используемые меню вызываются нажатием функциональных клавиш от F1 до F10.

Все это калькуляторы делают с удобствами, которые попросту отсутствуют у персональных компьютеров, даже с установленными на них мощными системами компьютерной математики. Например, для введенной функции можно мгновенно построить график и провести ее всесторонний анализ:

вычислить значение функции в заданной точке, найти точное значение корня, вычислить расстояние между любыми двумя точками графика функции или длину дуги, уточнить значения и места расположения экстремумов и другое. Можно, задав пределы, вычислить определенный интеграл от этой функции и наблюдать его геометрическую интерпретацию — заштрихованную площадь.

Таблица 4

НАУЧНЫЕ КАЛЬКУЛЯТОРЫ TEXAS INSTRUMENTS

№	1	2	3	4	5	6	7	8
Модель	TI-82	TI-83 PLUS	TI-83 PLUS SILVER EDITION	TI-84 PLUS	TI-84 PLUS SILVER EDITION	TI-89	TI-89 TITANIUM	TI-92 PLUS
Цена	\$145,00	\$173,75	\$320,00	\$195,00	\$373,75	\$276,00	\$312,00	\$568,00
Тип	Программируемые							
Фото								
Разрядность	12	10+2	12	12+2	12+3	12+3	12+3	12+3
Дисплей ЖК точечный	64×96	64×96	64×96	131×64	131×64	100×160	131×80	128×240
Язык программирования	TI Basic	TI Basic	TI Basic	TI Basic	TI Basic	TI Basic	TI Basic	TI Basic
Объем памяти, доступной полю (RAM) (килобайт)	24	24	24	24	24	188	188	188
Объем Флеш памяти, доступной полю (ROM) (килобайт)	32	160	1540	480	1500	702	2700	2700

Стоят калькуляторы в несколько раз дешевле обычного компьютера и имеют перед ним и другие эксплуатационные преимущества: меньшие габариты и вес, удобства работы, полная бесшумность, отсутствие вредных излучений, ничтожная потребляемая мощность, длительное время работы (десяtkи и сотни часов) от одного комплекта батарей. Эти калькуляторы можно взять с собой для работы в самолете и на поезде, на даче или на пляже, не беспокоясь об их электропитании.

Калькуляторы имеют расширенное математическое программное обеспечение, зашитое во флэш-память ПЗУ. Емкость памяти калькуляторов до 890 Кбайт. Они программируются на мощной (свыше 400 инструкций) версии Бейсика с расширенным набором графических функций и команд и функций для аналитических вычислений и преобразований. Помимо базового программного обеспечения, калькуляторы могут оснащаться пакетами расширения. Например, TI-92 Plus уже поставляется с пакетом расширения по геометрии, позволяющим строить самые различные геометрические объекты и фигуры с интерактивным управлением построениями. Пакет рассчитан на иллюстрацию геометрических построений при изучении курса геометрии в школах и вузах.

В новые калькуляторы заложена возможность полного обновления программного обеспечения — вплоть до замены операционной системы и расширенного математического обеспечения в ПЗУ. Это достигается благодаря применению в ПЗУ электрически перепрограммируемой флэш-памяти. Смена программного обеспечения может выполняться с помощью специального модуля, от другого

калькулятора с новым программным обеспечением и через Интернет [2]. На Web-сайте фирмы Texas Instruments размещена подробная информация о калькуляторах и новейшее программное обеспечение для них.

Калькуляторы имеют миниатюрный штепсельный разъем, обеспечивающий связь с другими калькуляторами или персональными компьютерами по протоколу, принятому для стандартного последовательного интерфейса RS-232. Возможно объединение микрокалькуляторов в локальную сеть. Для этого нужно приобрести интерфейсный кабель и CD-ROM с программным обеспечением TI GRAPH LINK. Данное программное обеспечение позволяет готовить программы на персональном компьютере, используя наборы операторов и функций калькулятора и шаблоны программ. Такие программы затем можно загружать в калькулятор и отлаживать. Возможность хранения библиотек программ калькуляторов на компьютере, имеющем дисковую память большого объема, трудно переоценить. Компьютер можно также использовать для распечатки данных, программ и копий экрана калькуляторов.

Сказанное позволяет сделать вывод, что новые калькуляторы не только являются альтернативой персональным компьютерам в выполнении массовых математических расчетов, но и их полезным дополнением — миниатюрной рабочей станцией для выполнения таких расчетов. Их совместное применение с компьютерами открывает новые возможности в комфортной работе их пользователей в сферах науки, образования и инженерной деятельности.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Дьяконов В.П. Справочник по расчетам на микрокалькуляторах. М.: Наука, 1986. 224 с.
2. Дьяконов В.П. Современные зарубежные калькуляторы. М.: Солон-Р, 2002. 400 с.

УДК 622 233:622 235:622 271

Е.А. САПАКОВ
Д.К. БЕГАХМЕТОВ

Влияние взрывных нагрузок на элементы карьеров

Устойчивость бортов зависит от совокупности природных, технологических факторов [1, 2]. Природные факторы являются первичными, их нельзя изменить, можно только учитывать [3], с другой стороны, технологический фактор целиком зависит от человека. Из всех горных работ на устойчивость массива наибольшее влияние оказывают взрывные работы [4]. При производстве взрывных работ в породном массиве распространяются интенсивные динамические нагрузки, которые совместно с гравитационными силами веса налегающих пород воздействуют на устойчивость бортов карьеров. Они возникают за счет волн напряжения, действие которых в массиве продолжается 8÷10 секунд, и их интенсивность зависит от состояния среды, мощности взрыва, расстояния, способа взрывания и др. [5, 10].

В работах [5, 6, 7] установлено, что наибольшие разрушения в бортах происходят, когда массовые взрывы осуществляются вблизи обширных открытых поверхностей и обычно сопровождаются образованием трещин (рис. 1) и отслоением пород непосредственно самих бортов (рис. 2, 3).

Динамические нагрузки от взрывных работ зависят от величины приведенного заряда ρ [5, 8]:

$$\sigma_{дин.} = \lambda \cdot \rho^m, \quad (1)$$

где λ — эмпирический коэффициент;
 m — эмпирический показатель степени.

В свою очередь величина приведенного заряда ρ определяется по формуле [7]:

$$\rho = \frac{\sqrt[3]{Q}}{R}, \quad (2)$$

где R — расстояние до места взрыва, м.

В связи с тем, что при короткозамедленном инициировании зарядов ВВ происходит наложение взрывных импульсов от нескольких групп замедлений, предлагается [12] при оценке действия короткозамедленного взрывания в расчетные формулы вводить полуторную величину зарядов одной ступени замедления:

$$Q = 1,5 Q_{ст.} \quad (3)$$

Экспериментальные исследования на основе известных зависимостей позволили установить скорости колебания пород в зависимости от величины заряда в группе замедления и расстояния от места взрыва для условий Жезказгана [9]:

$$v = 412 \cdot \rho^{1,55}, \text{ см/с.} \quad (4)$$

В результате расчета получены следующие допустимые скорости колебания для бортов карьеров $v = 4,5 \div 5,0$ см/с.



Рис. 1. Образование трещин после производства взрывных работ



Рис. 2. Отслоение элементов борта карьера Сары-Оба



Рис. 3. Отслоение части западного борта карьера Сары-Оба

С целью определения зависимости динамических напряжений, возникающих в прилегающем массиве, от интенсивности взрывных работ, для оценки влияния их динамических характеристик на устойчивость бортов карьера, а также определения скорости колебания массива на опытном участке (карьере) была организована серия экспериментальных взрывов.

Экспериментальные исследования проводились на карьере Сары-Оба. Вблизи западного борта были пробурены четыре скважины переменной глубины (до глубины 2, 8 и 18 м). В забойной части скважин помещались сейсмоприемники СВ-30, подключаемые к осциллографу Н-117/1. Указанная система регистрировала скорость колебания массива пород борта от проводимых массовых взрывов. Осуществлялась регистрация взрывов при разных расстояниях и весе зарядов ВВ.

По результатам исследований получена зависимость интенсивности колебания от величины приведенного заряда ρ (табл., рис. 4).

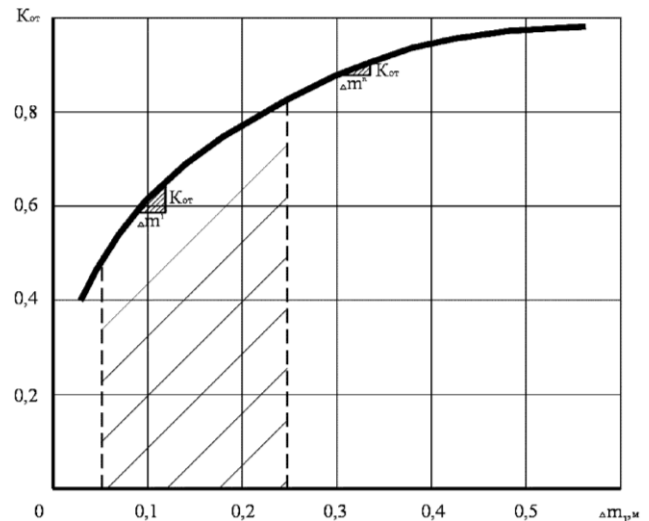


Рис. 4. Зависимость интенсивности колебаний массива от величины приведенного заряда ВВ:
1, 2, 3 — при глубине заложения датчиков 2, 8 и 18 м

Сравнение кривых 1÷3 показывает, что вблизи поверхности (глубина $h_{скв} = 2$ м) интенсивность колебаний существенно больше, чем в глубине массива.

Для определения характера сейсмического воздействия карьерных взрывов на борта карьеров, по данным различных источников [5, 6, 7, 9], а также по данным экспериментов на карьере Сары-Оба, построены зависимости динамических напряжений в массиве. Для перехода от скорости колебаний массива к динамическим напряжениям $\sigma_{дин.}$ используется известная формула [11]:

$$\sigma_{дин.} = 0,01 \frac{v \cdot \gamma_n \cdot c_p}{g}, \quad (5)$$

где γ_n — плотность пород, $\text{м}^3/\text{т}$;
 c_p — скорость продольной волны, $\text{м}/\text{с}$;
 g — ускорение свободного падения, $\text{м}/\text{с}^2$.

На рис. 5 показаны кривые, иллюстрирующие зависимости динамических напряжений от расстояния до места взрыва.

РЕЗУЛЬТАТЫ ОПЫТНЫХ ВЗРЫВОВ ПО ОПРЕДЕЛЕНИЮ ЗАВИСИМОСТИ
ИНТЕНСИВНОСТИ КОЛЕБАНИЙ ПОРОД ОТ ВЕЛИЧИНЫ ПРИВЕДЕННОГО ЗАРЯДА

Дата взрыва	Расстояние от места взрыва, м	Масса ВВ в ступени замедления, кг	Значения приведенного заряда, кг/м ³	Скорости колебаний, см/с при глубинах размещения датчиков, м		
				2	8	18
04.09	60	1400	0,19	3,642	2,073	1,747
10.09	200	1600	0,06	1,108	0,294	0,171
06.08	300	1000	0,03	0,388	0,158	0,153
18.06	400	1600	0,03	0,409	0,082	0,255

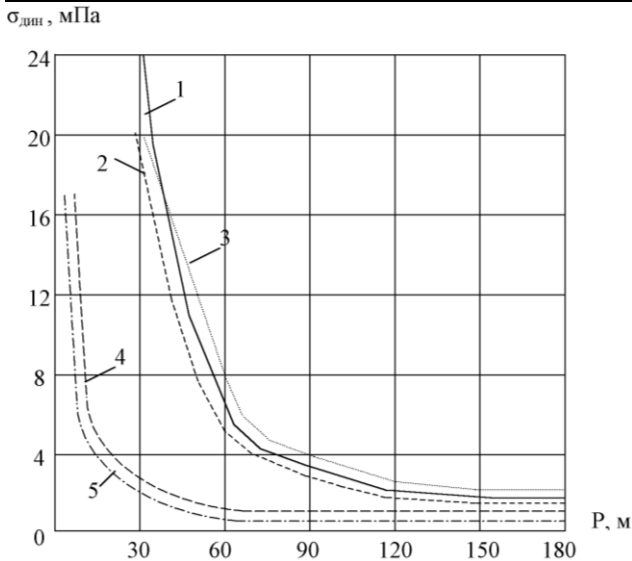


Рис. 5. Зависимости динамических напряжений от расстояния до места взрыва: 1 — $\sigma_{дин} = 100\rho^2$; 2 — $\sigma_{дин} = 80\rho^2$; 3 — $\sigma_{дин} = 57\rho^{1,5}$; 4 — $\sigma_{дин} = 11\rho^{1,4}$; 5 — $\sigma_{дин} = 5,3\rho^2$

Выделяются две группы кривых. Первая группа кривых — 1, 2 и 3. По формуле академика О.А. Байконурова [7] построены кривые 1 и 2, и кривая 3 — по формулам чл.-кор. НАН РК Т.М. Ермакова [5]. Вторая группа кривых — 4 и 5 — построена по результатам исследований, проведенных авторами на открытых горных работах (кривая 4) и по данным экспериментов на карьере Сары-Оба (кривая 5).

Первая группа кривых характеризует зависимости динамических напряжений, возникающих на нерабочих бортах. Вторая группа кривых — зависимости динамических напряжений на рабочих бортах от карьерных взрывов.

Динамические напряжения на прямых и еще более на вогнутых элементах бортов в несколько (около 5÷6) раз меньше, чем на выпуклых. Это объясняется, прежде всего тем, что размеры выпуклых элементов всегда в десятки раз меньше глубины до дна карьера (а иначе выпуклая часть не будет иметь сил равнове-

сия и разрушается). Между тем общеизвестно, что скорость колебаний частиц в приповерхностном слое в несколько раз превышает скорость колебаний частиц в глубине массива. Таким образом, выпуклые части испытывают в несколько раз большие динамические напряжения от взрывных работ, чем прямые (ровные) и тем более — вогнутые промежутки бортов.

В то же время поверхностный слой боковой и почвенной части уступов должен испытывать динамические напряжения, аналогичные выпуклым элементам и даже более интенсивные, т.к. поперечные волны воздействуют на приповерхностный слой фронтально, а в выпуклых частях они распространяются касательно. Поэтому при взрывных работах в карьере наблюдаются отслоения непосредственно на рабочих участках бортов, особенно при наличии в бортах зон ослабления, горизонтальной слоистости пород, слабонаклонных систем трещин. Для снижения сейсмического эффекта карьерных взрывов следует применять сейсмобезопасную технологию с учетом трех взаимосвязанных параметров: величины заряда в группе замедления, допустимой скорости колебаний массива и направления динамических напряжений от взрыва.

По утверждению В.И. Машукова [13], «...поле напряжений при динамическом нагружении можно считать статическим, т.к. до момента разрушения пород произойдет распределение напряжений (в связи с их большей скоростью, чем скорость деформации), и это распределенное поле в динамическом режиме можно считать аналогичным статическому». Отсюда следует (учитывая многократность взрывных нагрузок), что по количеству групп замедлений в каждом взрыве динамические нагрузки по характеру воздействия на элементы карьеров в первом приближении можно считать аналогичными статическим нагрузкам.

Исследования динамических нагрузок взрывных работ в карьере показывают необходимость определения устойчивости бортов с обязательным учетом технологического фактора в динамике развития открытых горных работ.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Попов И.И., Низаметдинов Ф.К., Окатов Р.П., Долгонос В.Н. Природные и техногенные основы управления устойчивостью уступов и бортов карьеров. Алматы: Гылым, 1992. 216 с.
2. Попов И.И., Окатов Р.П., Низаметдинов Ф.К. Механика скальных массивов и устойчивость карьерных откосов. Алма-Ата: Наука, 1986. 256 с.
3. Низаметдинов Ф.К. Прогнозная оценка устойчивости карьерных откосов. Караганда: КарПТИ, 1984.
4. Омаров С.Т., Ожигин С.В. Влияние сейсмического действия взрывов на показатели сопротивления пород сдвигу // Механика горного массива и свойства горных пород: Сб. науч. тр. / КарПТИ. Караганда, 1990. С. 12-17.
5. Исследовать влияние сейсмического действия промышленных взрывов на устойчивость элементов систем разработки: Отчет о НИР (заключит.) / ИГД АН КазССР; Руководители Т.М. Ермаков, К.К. Тулебаев. НГР 01860099982. Алма-Ата, 1990. 171 с.
6. Жаркенов М.И. Новая технология взрывных работ на карьерах при комбинированной разработке месторождений полезных ископаемых: Дис. ... д-ра техн. наук: 05.15.03. Алма-Ата, 1994. 37 с.
7. Байконуров О.А. Методы контроля физико-технических параметров разработки руд. Алма-Ата: Наука, 1979. 248 с.

8. Садовский М.А. Простейшие приемы определения сейсмической опасности массовых взрывов. М.-Л.: Изд-во АН СССР, 1946. 28 с.
9. Исследование и разработка сейсмобезопасной технологии взрывных работ при производстве карьерных взрывов в непосредственной близости от поверхностных и подземных сооружений: Отчет о НИР (заключит.) / ЖезказганНИПИцветмет; Руководитель М.И. Жаркенов. НГР 81022420. Жезказган, 1985. 140 с.
10. Ермеков Т.М., Жаркенов М.И., Сатов М.Д. Влияние карьерных взрывов на охраняемые объекты // Физ.-техн. проблемы разработки полезных ископаемых. 1991. № 4. С. 55-62.
11. Кузьменко А.А., Воробьев В.Д., Денисюк И.И. и др. Сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1990. 173 с.
12. Мосинец В.Н. Дробящее и сейсмическое действие взрыва в горных породах. М.: Недра, 1976. 271 с.
13. Машуков М.И. Действие взрыва на окружающую среду и способы управления. М.: Недра, 1976. 247 с.

УДК 622.261.22.016.34

**Н.О. СМАИЛОВ
В.В. ДЕМИН**

Определение оптимальных параметров технологических схем горно-подготовительных работ с охраной выемочных выработок искусственными породными сооружениями

Горно-подготовительные работы (ГПР) — важнейшая вспомогательная подсистема шахты, обеспечивающая воспроизводство готовых к выемке запасов и непосредственно связанная по срокам и объемам с подсистемой «очистных работ».

Подсистема «горно-подготовительные работы» рассматривается с учетом прямых и обратных связей со смежными подсистемами. При этом к подсистеме предъявляется ряд дополнительных требований (ограничений) со стороны смежных технологических звеньев (подсистем) шахты. Выбор наиболее эффективного варианта технологической схемы проведения горной выработки зависит от нагрузки на очистной забой, концентрации и направления развития горных работ, системы обслуживающих выработок, основных и вспомогательных грузопотоков, способов и параметров проветривания, энергоснабжения, водоотлива и т.д.

Трудоемкость рабочих процессов и операций при проведении горных выработок зависит от ряда факторов, которые могут быть разделены на следующие группы: факторы, определяющие состав рабочих процессов и их трудоемкость; факторы, влияющие только на трудоемкость рабочих процессов. Последние являются нормоопределяющими при установлении темпов проведения горных выработок.

Чтобы повысить темпы горно-проходческих работ в 1,5-2 раза по сравнению с достигнутыми в ряде исследований [1] предлагается увеличить численность звена до 1,0-1,5 чел. на 1 м² сечения выработки. Предложение вызвано стремлением сократить сроки подготовки очистных забоев, но в такой постановке оно неприемлемо, так как наряду с укрупнением бригад необходимо значительно повысить производительность труда рабочих. Эти условия несовместимы при ограниченной площади забоя выработки. Для оценки эффективности работ по проведению горных выработок рассмотрим данные о работе за 1 квартал 2006 г. проходческих бригад на шахтах УД АО «Миттал Стил Темиртау» (табл. 1).

Средние темпы проходки в угольных забоях — 117 м. Производительность труда одного проходчика — 2 м за месяц. Среднемесячная заработная плата горнорабочих в проходческих бригадах — 61182 тенге.

Темпы проходки в породных забоях — 90-100 м при сечении выработки 14,4 м², уровень зарплаты — 80 тыс. тенге. Такой же уровень зарплаты у бригад, работающих по углю при объеме проходки свыше 200 м.

В отдельное звено следует выделить проведение подготовительных выработок смешанным забоем при отработке маломощных и сложноструктурных пологих угольных пластов в Карагандинском бассейне. Проходка подготовительных выработок смешанным забоем на шахтах Карагандинского бассейна, как правило, ведется с совместной выемкой угля и породы. Это обусловлено в значительной мере широким применением конвейеров в участковых выработках и полной конвейеризацией общешахтного транспорта.

Совместная выдача угля и породы из смешанных подготовительных забоев снижает качество товарного угля. 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 с их отдельной выдачей или с размещением породы в бутовые охранные сооружения.

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

Предложенный нами метод оптимизации параметров технологии ГПР с учетом максимального числа влияющих факторов позволяет путем пооперационного моделирования трудовых и материальных затрат и их взаимоувязки с другими подсистемами шахты определить рациональную величину этих затрат.

Трудоемкость операций (разрушение забоя комбайном, подготовительно-заключительные операции, замена зубков, разбивка крупных кусков угля и породы, установка и соединение элементов крепи, затяжка боков и кровли выработки, закладка

куполов, зачистка почвы, подноски крепежных материалов, подготовка лунок, установка и разборка подмостей, заготовка клиньев, наращивание труб вентиляции и водоотлива) определяется как функция аргументов, которыми являются горно-геологические параметры (крепость пород, мощность, угол падения, обводненность и газоносность пласта, состояние вмещающих пород), горно-технические условия (площадь сечения, выработки в черне и в свету, угол ее наклона, тип крепи и способ ее возведения, коэффициент присечки пород) и технологические параметры (способ выемки горной массы — валовой и селективный, способ транспортирования горной массы).

Методика расчета эксплуатационных затрат является типовой. Выходными параметрами подсистемы являются указанные в целевой функции величины.

Пооперационное моделирование работ в подготовительном, как и в очистном, забое значительно облегчает расчет эксплуатационных затрат

по элементам (заработная плата, материалы, амортизация и электроэнергия).

Сначала определяется оптимальная технологическая схема горно-подготовительных работ. Для этого используется матричная декомпозиция технологических схем проведения (табл. 2). Параметры являются общей характеристикой для данного элемента технологической схемы.

Для выбранных рациональных элементов технологических схем производится расчет технических параметров рамной крепи.

Весь комплекс расчета рамных крепей состоит в определении: расчетных сопротивлений окружающих выработку пород; смещений пород на контуре выработки; расчетных нагрузок на крепь; плотности установки рам крепи в выработке (табл. 3). Расчет сметной стоимости проведения 1 м выработки приведен в табл. 4.

Таблица 1

ДАННЫЕ О РАБОТЕ ПРОХОДЧЕСКИХ ЗАБОЕВ НА ШАХТАХ УД АО «МИТТАЛ СТИЛ ТЕМИРТАУ»

Наименование шахты	Бригада		Бригада	
	проходка, м	средняя зарплата, тенге	проходка, м	средняя зарплата, тенге
им. Костенко	по углю 15,5 м ² , 123 м	70 438	по углю 18,3 м ² , 140 м	70 472
им. Куземаева	по углю 12,8 м ² , 100 м	63 850	смешанный 14,4 м ² , 140 м	49 960
«Саранская»	по углю 14,4 м ² , 220 м	81 450	породный 17,2 м ² , 70 м	60 450
«Абайская»	по углю 14,4 м ² , 135 м	65 240	смешанный 14,4 м ² , 168 м	70 030
«Казахстанская»	смешанный 17,2 м ² , 160 м	66 400	смешанный 12,8 м ² , 130 м	59 830
им. Ленина	породный 17,2 м ² , 80 м	69 198	по углю 12,8 м ² , 101 м	62 185
«Шахтинская»	породный 17,2 м ² , 100 м	74 501	смешанный 14,4 м ² , 70 м	54 006
«Тентекская»	породный 14,4 м ² , 27 м	56 098	породный 14,4 м ² , 60 м	63 705

Таблица 2

ОПТИМАЛЬНЫЕ ЭЛЕМЕНТЫ ТЕХНОЛОГИЧЕСКИХ СХЕМ (С КОЭФФИЦИЕНТОМ УВЕРЕННОСТИ БОЛЕЕ 0,4)

Элемент	Подэлемент	Параметры подэлемента
Способ проведения горной выработки	комбайнами со сплошными исполнительными органами (валовая вышка) (коэф-т уверенности=1)	Производительность труда рабочего м ³ в чел-смену $P_r=6$ { $P_r=5$ } Угол падения, град L in (-10;10) { $L=10$ } Крепость пород по шкале проф. М.М. Протодяконова $f \leq 16$ { $f=15$ } Коэффициент присечки боковых пород $K_p \leq 1$ { $K_p=0,5$ }
Схема проведения выработок	специальная по выбросоопасному пласту (коэф-т уверенности=1)	Объем метана $q_{C_2H_4} > 15$ { $q_{C_2H_4}=20$ } Затраты на проведение 1 м горной выработки $Z_m=240$ { $Z_m=340$ } Затраты на проведение 1 м ³ горной выработки $Z_{m3}=17$ { $Z_{m3}=17$ }
Схема выполнения основных процессов и операций	циклично-поточная (коэф-т уверенности=1)	Производительность труда рабочего м ³ в чел-смену $P_r=6$ { $P_r=5$ } Затраты на проведение 1 м горной выработки $Z_m=200$ { $Z_m=340$ } Затраты на проведение 1 м ³ горной выработки $Z_{m3}=15$ { $Z_{m3}=17$ }
Ширина забоя при проведении горной выработки	с парными забоями с охранными породными сооружениями (коэф-т уверенности=1)	Мощность пласта m in (0,7;2) { $m=1$ } Скорость проведения горной выработки $V_p=8$ { $V_p=12$ } Угол падения, град L in (-10;10) { $L=10$ }
Способ проветривания	ВМП или эжекторы (коэф-т уверенности=1)	Скорость проведения горной выработки $V_p=7,2$ { $V_p=12$ } Затраты на проведение 1 м горной выработки $Z_m=210$ { $Z_m=340$ } Затраты на проведение 1 м ³ горной выработки $Z_{m3}=16$ { $Z_{m3}=17$ }
Способ уборки (погрузки горной массы)	проходческим комбайном (коэф-т уверенности=1)	Скорость проведения горной выработки $V_p=7,2$ { $V_p=12$ } Затраты на проведение 1 м горной выработки $Z_m=210$ { $Z_m=340$ } Затраты на проведение 1 м ³ горной выработки $Z_{m3}=16$ { $Z_{m3}=17$ }
Способ охраны подготовительных выработок	бутовые полосы (коэф-т уверенности=0,75)	Затраты на проведение 1 м горной выработки $Z_m=250$ { $Z_m=340$ }
Способ возведения искусственных охранных сооружений	механоопневматическим (коэф-т уверенности=1)	Крупность породных кусков K_r in (0,02;0,05) { $K_r=0,04$ } Мощность пласта $m > 0,7$ { $m=1$ }
Принцип использования попутно добытой шахтной породы	с размещением в месте получения (коэф-т уверенности=1)	Средние эксплуатационные затраты $Z_e=1,3$ { $Z_e=1$ }

Таблица 3

РАСЧЕТ ПАРАМЕТРОВ РАМНЫХ КРЕПЕЙ

Ширина выработки b , м	Высота выработки h , м	Тип разрабатываемого пласта	Направление проходки	Угол падения пород, градусы	Глубина заложения выработки, м	Действительное смещение пород на контуре выработки со стороны	Расчетная вертикальная нагрузка на 1 м длины выработки, кН	Расчетная нагрузка на 1 м длины выработки, кН	Тип крепи	Тип спецпрофиля	Плотность установки, рамы/м
6	4	пологий или наклонный	по простиранию	от 41 до 50	550	0,086	147,8	224,5	Арочная КМП-А3	СВП-33	0,7
									Арочная КМП-А4	СВП-33	0,7
									Кольцевая КМП-К4	СВП-27	0,77
4,5	4	пологий или наклонный	по простиранию	до 20	550	0,027	120,0	120,0	Арочная КМП-А3	СВП-22	0,46
									Арочная КМП-А3	СВП-27	0,41
									Арочная КМП-А4	СВП-22	0,46
4	4	пологий или наклонный	по простиранию	до 20	550	0,023	120,0	120,0	Арочная КМП-А3	СВП-22	0,46
									Арочная КМП-А3	СВП-27	0,41
									Арочная КМП-А4	СВП-22	0,46

Стоимость поддержания горных выработок в различных горно-геологических условиях приведены в табл. 5 и на рисунке.

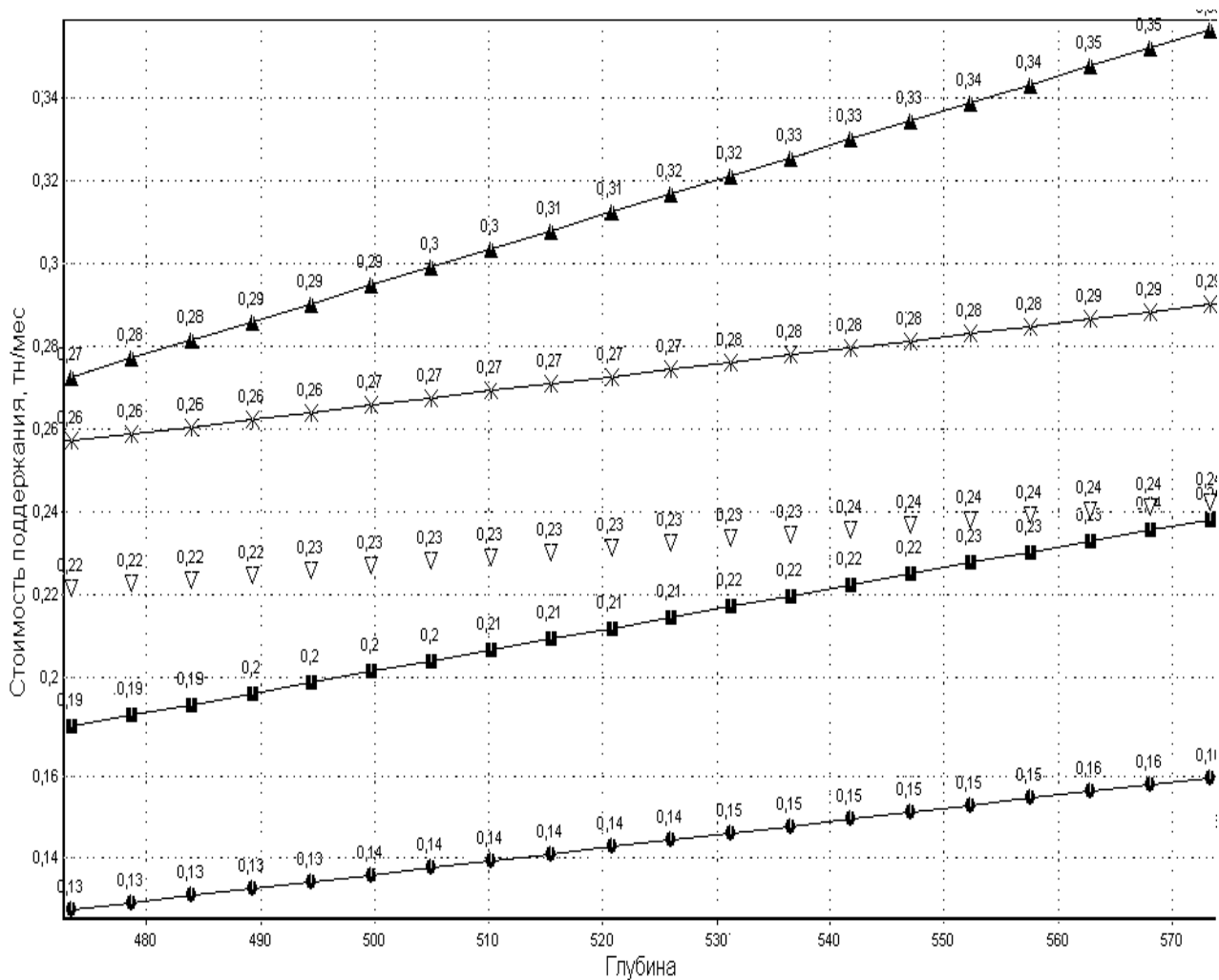
Таким образом, данный программный комплекс позволяет вариантно оценить отраслевую эффективность реализации различных направлений технического развития ГПР и выявить среди них приоритетные.

Разработанная методика определения оптимальной технологии проведения горных выработок может эффективно применяться на действующих или вновь строящихся шахтах, где имеется возможность предварительного выбора наиболее оптимального варианта из всех допустимых технологических схем с использованием новейшего оборудования, механизмов и машин. При этом оптимизируется технологическая схема проведения горных выработок по любому критерию, что дает возможность экономить средства, ускорить темпы строительства и улучшить организацию производства и труда.

Таблица 4

РАСЧЕТ СМЕТНОЙ СТОИМОСТИ ПРОВЕДЕНИЯ 1М ВЫРАБОТКИ

Сметная стоимость 1м выработки	
Элементы затрат	Стоимость 1м, тн
1. Заработная плата	11 489,68
2. Материалы	23 356,97
3. Электроэнергия	1010,12
4. Амортизация оборудования	427,59
ИТОГО ЗАТРАТ ПО ЗАБОЮ	36 284,36
- общешахтные расходы (45 %)	16 327,96
ИТОГО ПРЯМЫХ ЗАТРАТ	52 612,32
- накладные расходы (26,8 %)	14 100,10
ИТОГО С НАКЛАДНЫМИ РАСХОДАМИ	66 712,42
- плановые накопления (8 %)	5366,99
СМЕТНАЯ СТОИМОСТЬ 1 М ВЫРАБОТКИ	72 049,41



Стоимость поддержания горных выработок бутовыми полосами в зависимости от глубины:

- Двусторонние бутовые полосы
- *— Массив - бутовая полоса
- ▼— Штреки впереди очистного забоя с массивом - бутовая полоса
- ▲— Обрушенное пространство - бутовая полоса
- Бутовая полоса - целик

Таблица 5

Стоимость поддержания горных выработок, в том числе с охраной бутовыми полосами

№	Исходные данные									Результаты									
	Глубина разработки	Мощность пласта	Мощность пород непосредственной кровли	Длина очистного забоя	Поперечное сечение выработки в свету	Ширина бутовой полосы со стороны массива	Ширина бутовой полосы со стороны выработанного пространства	Скорость продвижения очистного забоя	Величина целика между этажами (ярусами)	Стоимость перекрепления мет. Двусторонние бутовые полосы, 10-2 у.е.	Стоимость подрывки почвы. Двусторонние бутовые полосы, 10-2 у.е.	Стоимость перекрепления мет. Массив — бутовая полоса, 10-2 у.е.	Стоимость подрывки почвы. Массив — бутовая полоса, 10-2 у.е.	Стоимость перекрепления мет. Штреки проводятся впереди оч-го забоя, а позади него охраняются по схеме массив — бутовая полоса, 10-2 у.е.	Стоимость подрывки почвы. Штреки проводятся впереди оч-го забоя, а позади него охраняются по схеме массив — бутовая полоса, 10-2 у.е.	Стоимость перекрепления мет. Обрушенное пространство — бутовая полоса, 10-2 у.е.	Стоимость подрывки почвы. Обрушенное пространство — бутовая полоса, 10-2 у.е.	Стоимость перекрепления мет. Бутовая полоса — целик, 10-2 у.е.	Стоимость подрывки почвы. Бутовая полоса — целик, 10-2 у.е.
1	573,34	0,99	7,65	163,8	7,92	10,35	9,27	26,91	21,15	0,78	0,24	0,57	0,29	0,94	0,24	1,42	0,36	-1,67	0,16
2	473,4	1,19	7,65	163,8	7,92	10,35	9,27	26,91	21,15	0,81	0,2	0,59	0,26	0,88	0,22	1,35	0,27	-1,81	0,13
3	473,4	0,99	9,26	163,8	7,92	10,35	9,27	26,91	21,15	0,78	0,19	0,57	0,26	0,98	0,22	1,36	0,27	-1,8	0,13
4	473,4	0,99	7,65	198,38	7,92	10,35	9,27	26,91	21,15	0,8	0,17	0,6	0,24	0,9	0,25	1,29	0,26	-1,79	0,11
5	473,4	0,99	7,65	163,8	9,59	10,35	9,27	26,91	21,15	0,68	0,19	0,53	0,26	0,91	0,22	1,34	0,27	-1,92	0,13

6	473,4	0,99	7,65	163,8	7,92	12,53	9,27	26,91	21,15	0,78	0,19	0,54	0,26	0,89	0,22	1,35	0,27	-1,81	0,13
7	473,4	0,99	7,65	163,8	7,92	10,35	11,23	26,91	21,15	0,76	0,19	0,53	0,26	0,88	0,22	1,3	0,27	-1,82	0,12
8	473,4	0,99	7,65	163,8	7,92	10,35	9,27	32,59	21,15	0,71	0,17	0,49	0,26	0,81	0,21	1,32	0,27	-2,42	0,12
9	473,4	0,99	7,65	163,8	7,92	10,35	9,27	26,91	25,62	0,77	0,19	0,54	0,26	0,89	0,22	1,35	0,27	-1,86	0,11

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Техника и технология горно-подготовительных работ в угольной промышленности / Под ред. Э.Э. Нилова. М.: Недра, 1991. 314 с.

УДК 622.33.031

Н.Н. ТУЛЕПОВ

Обоснование целесообразности создания ресурсосберегающей технологии выемки запасов коксующихся углей Карагандинского угольного бассейна

Отработка запасов Карагандинского угольного бассейна велась с момента освоения по настоящее время преимущественно из мощных и средней мощности пластов, в которых залегают малозольные коксующиеся угли. На Промышленном, Майкудукском и Саранском участках — это угольные пласты κ_7 , κ_{10} , κ_{12} , κ_{13} , κ_{14} , κ_{18} , в Шерубай-Нуринском и Тентекском угленосных районах — пласты κ_7 , κ_{10} , κ_{12} , κ_{18} , δ_{10-11} , δ_6 , m_1 и m_3 . Такая тенденция, при фактически вскрытых запасах маломощных пластов, залегающих в пределах шахтных полей, ведет к преждевременному истощению запасов, нерациональной планировке и подготовке горных работ, росту глубины ведения разработок, необходимости вскрытия более глубоких горизонтов и, как следствие, росту затрат на добычу, преждевременному выводу из строя действующих производственных мощностей угольных шахт и необходимости ввода новых взамен выбывших. В последующей добыче потребуются дополнительные затраты на восстановление и ввод в отработку запасов маломощных пластов.

Коксующиеся угли марок Ж, КЖ, К, КО и ОС могут быть получены при разработке сложноструктурных, тонких и сближенных пластов долинской и тентекской свит в Тентекском районе на шахтах угольного департамента АО «Миттал Стил Темиртау» «Шахтинской», «Казахстанской», им. Ленина и «Тентекской»; в карагандинской свите — на шахте им. Костенко, объединенной с шахтами «Стахановская» и «Карагандинская» и на

шахте «Саранская», объединенной с шахтами «Сокурская» и «Актаская». Балансовые запасы коксующихся углей в маломощных пластах на действующих шахтах — 641,5 млн. т (что составляет 50 % всех запасов), при этом в забалансовых по мощности пластах находится 165,5 млн. т (табл.).

Внедрению высокоэффективных технологических схем с интенсивной выемкой маломощных и сложноструктурных угольных пластов препятствует целый ряд причин, обусловленный природными и горно-техническими факторами:

- уменьшение размеров выемочных полей на действующих горизонтах из-за выборочной отработки шахтных полей и сложности планировки горных работ;
- усложнение горно-геологических и горно-технических условий разработки горных пластов, создающих трудности для использования традиционных способов выемки угля;
- углубление горных работ ведет к увеличению затрат на проведение и поддержание горных выработок, проветривание, управление горным давлением в очистных забоях и снижению безопасности работ;
- наметившаяся тенденция роста зольности, достигшая 31 % в товарном угле и увеличивающаяся по 0,6-1,0 % в год.

ЗАПАСЫ КОКСУЮЩИХСЯ УГЛЕЙ ПО ШАХТАМ УД АО «МИТТАЛ СТИЛ ТЕМИРТАУ»

Угленосный район, участок, шахты	Запасы, млн. т		
	балансовые	промышленные	подготовленные
Промышленный участок: им. Костенко	87,8/25*	13,6/3,1	13,6/3,1
им. Куземабаева	165,6/73,3	81,7/42,2	31,1/22,2
Итого по Промучастку	253,4/98,3	105,3/45,2	44,7/25,3
Саранский участок: «Саранская»	230/80,6	98,4/32,4	15,9/5,6
Итого по Саранскому участку	230/80,6	98,4/32,4	15,9/5,6
Шерубай-Нуринский район: «Абайская»	251/137,7	131,2/64,5	41,1/17,7
Итого по Шерубай-Нуринскому району	251/137,7	131,2/64,5	41,1/17,7
Тентекский район:	в т.ч. по пласту		
«Шахтинская»	84,4/46,1; δ_6 — 38	52,1/31,2	22,7/22,7
«Тентекская»	140,8/102; δ_6 — 44	80,9/59,3	32,8/28,2
им. Ленина	93,8/40,7; δ_6 — 53	61,9/29,7	29,5/18,2
«Казахстанская»	163,3/104,3; δ_6 — 48	113,3/72,6	42,8/34,1
Итого по Тентекскому району	482,3/293,1	308,3/192,8	127,8/103,2
Всего по шахтам УД АО «Миттал Стил Темиртау»	1217/609,7	643,2/334,9	229,5/151,8

*-в знаменателе — запасы по маломощным пластам

В Карагандинском бассейне сложность проблемы развития горных работ на более глубоких горизонтах связана с тем, что основные запасы угля находятся на глубинах 400-600 м и свыше 600 м, а средняя глубина шахт составляет 500 м.

Ключевыми задачами по внедрению прогрессивных систем разработки в условиях глубоких горизонтов являются:

- разработка способов охраны подготовительных выработок, обеспечивающих их устойчивое состояние за лавой в течение времени отработки столба, при залегании в почве пласта пород, склонных к интенсивному пучению;

- создание способов управления горным давлением, нейтрализующих отрицательное влияния глубины на состояние непосредственной кровли и исключающих ее обрушение в призабойное пространство, особенно при крепях поддерживающего типа, применяемых на маломощных пластах.

Совершенствование технологии разработки угольных пластов является одним из главных направлений повышения технико-экономического уровня шахт.

Выбор технологии помимо конкретных горно-геологических и горно-технических условий, зависит на действующих шахтах также от их производственной мощности, схем вскрытия и подготовки рабочего горизонта, которые зачастую ограничивают эффективность системы разработки и не позволяют реализовать технические возможности средств механизации.

Решение горно-технической проблемы повышения технико-экономической эффективности работы очистных забоев только за счет оснащения их лучшими зарубежными образцами невозможно. Ее решение должно основываться на соответствии внедренному высокопроизводительному, надежно функционирующему оборудованию способов подготовки и систем разработки, схем планировки и раскройке шахтных полей. Только такая увязка всех технических и технологических решений позволит полностью реализовать потенциальные возможности внедряемого очистного оборудования нового технического уровня.

Внедрение на очистных, подготовительных работах и транспорте техники нового технического уровня, передовой технологии и организации труда обеспечило повышение производительности труда, снижение доли ручного и малоквалифицированного труда.

Только конкретный подход к совершенствованию горного хозяйства шахтного фонда позволит обеспечить эффективность прогрессивных технологий подземной добычи угля и создать благоприятную среду для применения техники нового технического уровня.

Во многих случаях шахта, исходя из текущих потребностей, задачу пополнения промышленных запасов решает недостаточно эффективно. В результате уменьшаются сроки службы действующих горизонтов и шахт и усложняется планировка горных работ, что приводит к

ухудшению технико-экономических показателей. Поскольку это явление носит довольно масштабный характер и сопряжено со значительными капитальными затратами, необходимо установить способы и пути наиболее рационального присоединения запасов резервных участков к действующим шахтам.

Создание механизированных комплексов для выемки тонких некондиционных пластов мощностью менее 0,7 м с присечкой породы и оставлением ее позади лавы в выработанном пространстве позволит перевести эти пласты в кондиционные.

Исследования показывают, что затраты на разработку маломощных пластов традиционными способами, при равных условиях, всегда больше, чем при разработке мощных и средней мощности пластов. Поэтому при переходе шахт Карагандинского бассейна на разработку маломощных пластов в условиях рыночных отношений необходимо создать и внедрить новые, более эффективные технологические способы и параметры, обеспечивающие выпуск конкурентоспособной угольной продукции. Высокая технолого-экономическая эффективность при разработке маломощных и сложных по структуре пластов может быть достигнута при внедрении лав по принципу «шахта-лава» с высокопроизводительным технологическим оборудованием.

Основные методические принципы совершенствования технологии разработки маломощных и сложных по структуре пластов состоят в следующем:

- вовлечение в разработку некондиционных по мощности пластов со сложной структурой, имеющих высокое технологическое качество отдельных угольных пачек, разделенных породной пачкой, вынимаемой селективно;

- создание технологических схем разработки по принципу «шахта-лава» с высокой производительностью (5000-10000 т/сут) и с параметрами: длина лавы — 250-300 м, длина выемочного столба — 3,5-5,0 км;

- закладка породы от проходки, селективной выемки и других источников в выработанное пространство в виде бутовых полос, обеспечивающих надежную изоляцию выработанного пространства и смягчающих геомеханические процессы.

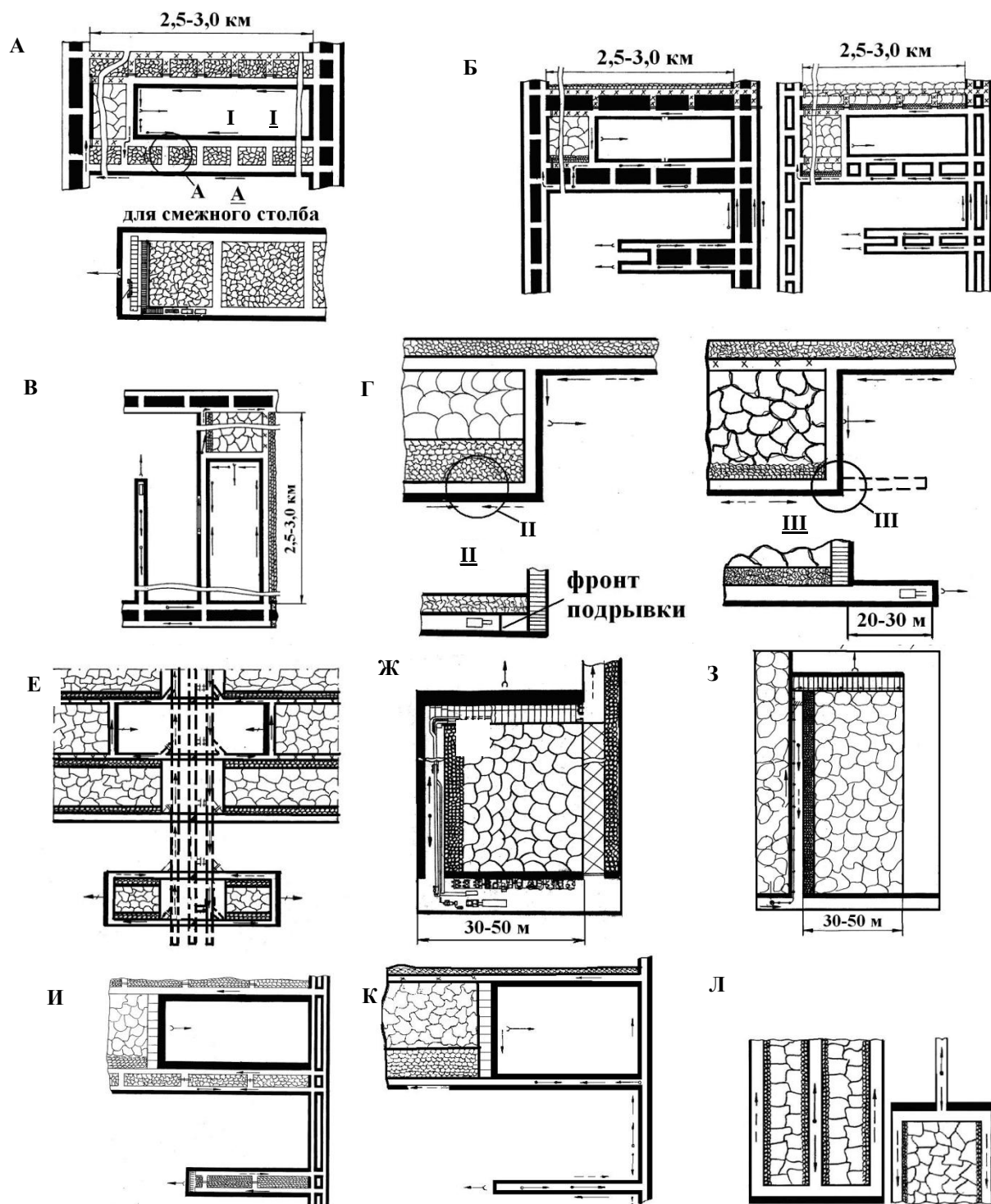
На основе выявленных рациональных элементов синтезированы технологические схемы очистных работ, адаптированные к условиям высокопроизводительной разработки маломощных и сложноструктурных пластов (рис.), сгруппированные по следующим отличительным признакам: с предварительным проведением и охраной парных выемочных выработок бутовыми полосами (*А, И*) или целиками угля (*Б*), с одиночными выработками (*В*) и без предварительной их проходки: с опережением (*Д*) или отставанием (*Г*) от фронта очистных работ; с комбинированной отработкой выемочных столбов (*Е*); с короткими лавами (*Ж*), в том числе с тупиковыми забоями (*З*); с газодренажными выработками (*К*) и с

сооружением выработок (Л) в пространстве.

Реализация методических принципов совершенствования технологии разработки маломощных и некондиционных

выработанном принципах разработки сложных по

структуре пластов позволит обеспечить высокую эффективность разработки и конкурентоспособность угольной продукции в рыночных условиях, в результате чего выемка таких запасов станет экономически выгодной.



Технологические схемы выемки маломощных и сложноструктурных пластов

УДК 553.3/9

З.А. БЕКМУХАМЕТОВА

Закономерности размещения и обоснование прогнозных рудных ресурсов хромитов, титаномагнетитов и платиноидов в автохтонных офиолитовых плутонах

Кемпирсайского комплекса Мугоджар

Перспективы платиноносных хромитовых и титаномagnetитовых руд.

Хромитовые руды. Структурное размещение хромитовых руд определяется блоковым строением южной части Кемпирсайского массива при общей тенденции лестничного погружения их в восток-юго-восточном направлении в сторону Главного Уральского разлома [1]. Основной площадью разведанных руд и прогнозного прироста недоразведанных ресурсов является Главный рудный пояс Юго-Восточного блока и прогнозные ресурсы на новых площадях, которые скрыто размещены в наиболее опущенном Крайнем блоке восточного фланга массива. По простиранию рудные тела пояса приурочены к меридионально вытянутому сводовому поднятию габброидов с последующим погружением на юг прерывистых рудных тел в сторону магматического канала — ножке Кемпирсайского гарполита. В целом веерообразный шлейф рудных тел в продольном разрезе Главного рудного пояса находится в створе между устьем магматического канала и экранирующим габброидным куполом массива [1]. Поэтому прослеживание глубоким бурением рудных тел месторождений Главного рудного пояса по склонению на юг, в сторону ножки гарполитового массива, может привести к наращиванию «подвешенных» ресурсов до глубины 2 км в прикорневой и корневой части рудно-магматической системы массива. Перспективные ресурсы глубинных хромитовых руд по падению непосредственно под выступом габброидной кромки южной эндоконтактовой зоны Кемпирсайского массива оценивается до 150 млн. тонн по категории P_1 .

В широтном профиле восточный контур гравитационной аномалии перекрывает разведанные месторождения Главного рудного пояса. Он расположен асимметрично относительно срединной оси рудного пояса с дисперсией (отклонением от оси) на запад в 3,0 км, где расположена основная масса месторождений, Восточной зоны пояса и на востоке пояс усечен разломом на расстоянии в 0,2-0,5 км от своей срединной оси. Поэтому есть основание полагать, что основная часть рудных полей месторождений Восточной рудной зоны пояса протяженностью более 20 км нарушена очередным продольным разломом лестничной системы южной части Кемпирсайского массива и максимально опущен по нему в виде Крайнего блока на глубину порядка 1,0-1,2 км при ширине не менее 2 км. Расчет вертикального километрового сброса рассчитан по амплитуде горизонтального смещения в смежных блоках габброидов южного эндоконтакта массива [1]. Горизонтальный сдвиг габброидного блока на север равен 1 км при гипотенузе угла падения ультрабазитов и рудных тел под углом 45°. Следовательно, при равенстве катетов полученного прямоугольного треугольника сброс Крайнего блока также равен 1 км. Вскрытые месторождения Главного рудного пояса соответствуют оптимальному уровню эрозионного

среза. Здесь суммарные запасы разведанных хромитовых руд по категориям $A+B+C_1+C_2$ составляли 427 млн. тонн, верхняя часть которых отработана карьерами и шахтами Донского ГОКа. В опущенном Крайнем блоке серпентинизированных дунитов ультрабазитового ядра погруженные тела хромитовых рудных тел Восточной рудной зоны пояса могут быть прослежены вкрест простиранья вплоть до Главного Уральского разлома с глубины от 1 до 3 км по падению, тем более в этом блоке уже были попытки бурения скважин, но они закрывались на глубине 500 м. Прогнозные ресурсы слепых рудных тел Крайнего блока могут составить 2/3 запасов месторождений Главного рудного пояса и по категории P_2 достигнуть 300 млн. тонн.

Открытие новых хромитовых месторождений с приповерхностными рудными залежами, оцениваемых по категории достоверности P_3 , ожидаются на Даульском массиве, расположенном на южном продолжении Сакмарского офиолитового пояса. Этот крупнейший базит-ультрабазитовый массив, так же как и Кемпирсайский, автохтонный и, по геофизическим данным, размер его достигает 2000 км² с установленными магмаподводящими каналами [4], вокруг которых следует провести геолого-разведочные работы.

Титаномagnetитовые руды в пироксенитах с низкими содержаниями железа, титана и ванадия относятся к промышленным месторождениям при условии больших запасов. Поскольку на Велиховском месторождении зона развития рудных пироксенитов (косъевитов) вытянута на 10 км при ширине 1,3 км, которая с глубиной расширяется [3], запасы титаномagnetитовых руд должны увеличиться с 0,5 млрд. тонн, разведанных на глубину 250-300 м, до 2 млрд. тонн при разведке на глубину 800-1000 м. Таким образом, прогнозные ресурсы титаномagnetитовых руд на Велиховском месторождении оцениваются в 1,5 млрд. тонн по категории P_1 . Такие же суммарные прогнозные ресурсы по категории P_2 возможны на Горюнском и Херсонском месторождениях, расположенных севернее.

Перспективы поисков платинометаллических месторождений.

Установленная геохимическая специализация сидерофильных редких элементов платиновой группы (СРЭПГ) в хромитовых рудах связана с особенностями формирования Кемпирсайского автохтонного плутона и сидерофильными свойствами осмия, иридия и рутения [4]. Поэтому СРЭПГ в хромитовых рудах выделены нами как ряд тугоплавких сидерофильных элементов $Cr-Os-Jr-Ru$ и, как отмечалось, содержание этих платиноидов находится в прямой пропорциональной зависимости от содержания Cr_2O_3 в рудах. Среднее содержание СРЭПГ в хромитовых рудах 0,7-0,8 г/т. При разведанных запасах хромитовых руд по месторождениям Главного рудного пояса в 427 тыс. тонн количество платиноидов составит в них порядка

300 тонн. С учетом изложенных прогнозных ресурсов в 450 тыс. тонн скрытого прогнозного хромитового оруденения суммарное количество ЭПГ в них удвоится и может достичь 600 тонн. Однако геохимическая специализация платиноидов в хромитовых рудах определяется не платиной и палладием, а тугоплавкими РЭПГ. Они в хромитовых рудах, например, месторождения Поисковое, размещены в следующем убывающем ряде (г/т): *Os*-0,25, *Jr*-0,12, *Ru*-0,78, *Rh*-0,0004, *Pt*-0,04, *Pd*-0,05. Для извлечения платиноидов из хромитовых руд исследователями «Уралмеханобр» была разработана технологическая схема тонкого дробления и флотирования со следующим содержанием ЭПГ в концентратах (г/т): *Os*-4,99, *Jr*-2,86, *Ru*-0,86, *Rh*-0,16, *Pt*-0,33, *Pd*-0,22, всего 9,42 г/т. Однако имеющийся уровень технологии не может обеспечить рентабельное их извлечение. Поэтому на повестку дня ставится поиск самостоятельных зон и горизонтов ультрабазитовых пород, несущих рудные скопления СРЭПГ до рентабельного извлечения в автономных платинометаллических месторождениях.

По данным В.В. Дистлер и др. [5], РЭПГ в хромитовых рудах Кемпирсайского массива развиты в виде минеральных вростков и доминирующих изоморфных примесей твердых растворов. Они установлены не только в хромшпинелидах, но и рассредоточены в пороодообразующих минералах ультрабазитовых пород: оливине, ортопироксене, гранате, перовските, амфиболах, серпентине, брусите, тальке. Эти минералы нередко образуют мономинеральные породы ультрабазитовых пород, достаточных для селективной добычи при использовании более эффективной технологии обогащения на СРЭПГ. Следовательно, дальнейшие тонкие исследования и поиски сидерофильных РЭПГ следует проводить вне промышленных рудных тел магнхромитов: среди метаморфизованных гарцбургитов, энстатитов, верлитов, вебстеритов, троктолитов, амфиболитов, горнблендитов, гранатовых скарноидов и низкохромистых алюмохромитовых и хромпиктитовых рудах, используемых для огнеупорного сырья. В таких породах и рудах обогащение и извлечение СРЭПГ могут оказаться рентабельными даже при более низком их содержании, чем в богатых хромитовых рудах.

В титаномагнетитовых пироксенитах (косъвитах) Велиховского месторождения с содержанием серы 0,04-0,07 % [3] иногда до 1 % халькофильные минералы платиновой группы (ХМПГ) в основном образуют вторичные минеральные образования, возникшие при гидротермальном метаморфизме. Из тонковкрапленных платиноносных сульфидных минералов, как в рифе Меренского Бушвельдского [6] и Хауланд-риффе Стиллутерского [7] массивов, в титаномагнетитовых рудах Велиховского месторождения преобладают пирротин, халькопирит, пентландит, пирит. Валовое содержание в них ХМПГ порядка 1,2 г/т и их вполне можно извлекать из сульфидных хвостов при добыче и магнитном обогащении титаномагнетитовых руд. В разведанных запасах титаномагнетитовых руд Велиховского

месторождения в 500 млн. тонн количество ХМПГ составляет в них 600 тонн. В прогнозных ресурсах этих руд до 2 млрд. соответственно увеличится количество платиноидов в 4 раза и составит 2400 т. Однако перспективы ресурсов платиноидов могут резко возрасти за счет самостоятельных платинометаллических месторождений в пироксенитах, содержащих, как и в рифе Меренского, вкрапленность сульфидных минералов в пироксенитах [1]. Такая перспективная площадь развития халькофильных платиноносных горизонтов может быть установлена и прослежена на север в створе Велиховского, Херсонского и Горюнского титаномагнетитовых месторождений, локализованных в пироксенитах. Больше того, по опыту работ платинометаллических рудников Рустенбурга и Юнион в рифе Меренского платиноносные сульфиды в основном концентрируются в пегматоидных пироксенитах [6], что может значительно облегчить поисковые работы на платиноиды и в Кемпирсайском массиве. На этих рудниках также наблюдается прямая корреляция между минералами сульфидов и платиноидами [6]. По опыту поисков в Хауланд-риффе Стиллутерского массива США [7] платиноносный горизонт может быть обнаружен и среди троктолитов и оливиновых норитов в западной части Кемпирсайского массива при незначительном содержании в них сульфидов.

Изложенная геохимическая зональность размещения платиноидов наглядно проявляется при сопоставлении типовых рядов пропорционального убывания содержания СРЭПГ в хромитовых рудах и ХМПГ в сульфидоносных титаномагнетитовых пироксенитах Кемпирсайского плутона. Для СРЭПГ по усредненным данным различных авторов присуща следующая типоморфная пропорция *Os:Jr:Ru:Rh:Pt:Pd*=60:29:5:3: 2:1. В обратной пропорции процентные соотношения ХМПГ установлены в наиболее изученных сульфидоносных пироксенитах рифа Меренского *Pt:Pd:Ru:Rh:Jr:Os*=61:28:5:3:2:1 и в такой же очередности, по отрывочным сведениям, они размещены в титаномагнетитовых пироксенитах Велиховского месторождения. Пространственное совмещение рудных зон титаномагнетитовых руд и ХМПГ объясняется их тенденцией к телескопированной локализации в тонковкрапленной сульфидной минерализации периферической части Кемпирсайского массива среди пироксенитов, тылаитов, троктолитов, т.е. в промежуточной зоне между габброидами краевой фации и ультрабазитами ядерной фации, адекватной Критической зоне Бушвельдского лаполита, в которой размещен пироксенитовый риф Меренского с обильной вкрапленностью сульфидных минералов [6].

Как видно из типоморфных рядов количественного изменения в обратных пропорциях СРЭПГ в хромитовых рудах ультрабазитового ядра и ХМПГ в титаномагнетитовых пироксенитах и тылаитах переходной зоны габбро-пироксенитовой краевой субформации Кемпирсайского плутона, элементы Rh и Jg занимают промежуточное положение, как и в двойных триадах минералов платиновой группы периодической таблицы Д.И.

Менделеева, и проявляют двойственную геохимическую амфотерность. Они, особенно иридий, тесно ассоциируются в твердых растворах с сидерофильными элементами осмия, рутения, железа, никеля и кобальта. Вместе с тем, входят в состав твердых растворов с халькофильными элементами платины и палладием, но подобно им не имеют минеральных химических соединений с *S*, *As*, *Sb* и *Te*. В целом же, наиболее геохимически аморфный родий в отличие от правых и левых пар элементов платиновых триад распространен более или менее равномерно как в хромитовых, так и в титаномагнетитовых рудах.

Унаследованное развитие СРЭПГ в аподунитовых хромитовых рудах ультрабазитового ядра и наложенные вторичные образования ХМПГ в титаномагнетитовых пироксенитах и тылаитах переходной зоны в габброиды краевой фации Кемпирсайского плутона позволяет систематизировать противоречивые взгляды на рудогенез платиноидов и создать обобщенную последовательность их оруденения и обосновать намеченную закономерность размещения пространственно-временной геохимической зональности в контексте общей рудно-петрологической модели формирования концентрически-зональных базит-ультрабазитовых плутонов кемпирсайского комплекса [1].

Прежде всего, следует иметь в виду, что фактор «тяжелых» и «легких» платиноидов при их изначальной изоморфной рассредоточенности по всей массе газовой-жидкой расплава магматической камеры не играл существенной роли, вопреки существующим представлениям, даже при формировании лополитов бушвельдского типа, где наглядно проявлена гравитационная дифференциация. Ведущую роль в распределении черных металлов и платиноидов, в частности, играли их кислотно-основные и окислительно-восстановительные свойства, изменения которых в периодической таблице Д.И. Менделеева коррелируются с атомными весами элементов: 1) кислотность водородных соединений, как и атомные веса платиноидов, увеличивается слева направо по горизонтальным рядам и сверху вниз по вертикали естественных групп элементов, 2) основность окислов и гидроокислов, наоборот, падает по горизонтали слева направо и по вертикали снизу вверх, 3) наиболее важным окислителем после кислорода воздуха и хлора является хромовая кислота, что проявилось в сидерофильных свойствах платиноидов группы хрома (*Os-Ru*) при метаморфогенном перераспределении элементов, 4) халькофильность триад платиноидов возрастает слева направо по горизонтали 5 и 6 рядов таблицы и сверху вниз по вертикали с максимальным значением в крайнем правом столбце VIII группы платиноидов железа (*Pd-Pt*). Тем не менее, на валовое распределение платиноидов в метаматическую стадию сферического расслоения пород ультрабазитового ядра массива повлияли их суммарная величина тяжелых атомных весов (от 101,7 *Ru* до 195,23 *Pt*), доминирующая часть которых была оттеснена вместе с железом, титаном и ванадием к периферии камеры и изоморфно вошла в состав

титаномагнетитовых пироксенитов, и в виде избыточных микровключений самородных сидерофильных твердых растворов поликсена (*Pt, Fe*) и палладистой платины (*Pt, Pd*) в количестве 1,2 г/т при остаточной массе порядка 0,7-0,8 г/т в центральной части ядра среди хромитроносных дунитов. Дальнейшее их выщелачивание и фракционирование на СРЭПГ в хромитовых рудах и ХМПГ в сульфидных титаномагнетитовых пироксенитах происходит в метаморфогенную стадию гидротермального преобразования пород и руд Кемпирсайского массива.

В метаморфогенную стадию серпентинизации ультрабазитовых пород и перераспределения рудного вещества, как уже отмечалось [1], сопряженно происходило образование хромшпинелидовых нодулей. При гидротации дунитов, гарцбургитов выщелачивались хром и алюминий в слабокислых растворах в виде гидроокислов $Cr(OH)_3 \downarrow$ и $Al(OH)_3 \downarrow$, осадки которых благодаря уникальным амфотерным свойствам растворились в слабокислой среде с образованием солей хромитов, алюминатов и при сплавлении с оксидом магния образовали акцессорные метакромистые нодули магнохромитов (*Mg, Fe*) Cr_2O_4 в дунитах и алюмохромитов (*Fe, Mg*) $(Cr, Al)_2O_4$ в гарцбургитах. При собирательной кристаллизации хромшпинелидовых нодулей изохронно сорбировались среди платиноидов лишь СРЭПГ. Прежде всего поглощались *Os*, *Jr*, и *Ru* с наиболее близкими по своим сидерофильным свойствам к *Cr* и *Al* хромшпинелидовых нодулей, в которых они сплавлялись в виде микровключений твердых растворов *Os-Jr-Ru*, *Jr-Os-Fe-Ni*, *Cu-Os* [5]. Халькофильные свойства *Pl* и *Pd* активизировались в сульфидную стадию с привнесом серы, мышьяка, теллура и других летучих и подвижных компонентов, которые соединялись с местным избыточным железом титаномагнетитовых руд и вмещающих пироксенитов с образованием вторичной колчеданной минерализации. В этих условиях, по С.Т. Бадалову [8], благодаря возрастанию халькофильных свойств в изначальном сидерофильных элементах платиноиды сорбировались в растущих кристаллических зернах пирротина, пирита, пентландита, халькопирита. Минеральные формы платиноидов в этих сульфидных Велюховского месторождения не изучались, но по аналогии с сульфидными рудами рифа Меренского Бушвельдского лополита это включения купперита (*PtS*), бреггита (*Pt, Pd, Ni*)*S*, сперрилита (*PtAs*) [6], а в Хауланд рифе установлены 8 сульфидных платиновых минералов, 14 арсенидов и столько же теллуридов [7]. Процессу сульфидизации подвержены и традиционно сидерофильные элементы, количественно замыкающие убывающий ряд ХМПГ в виде вторичных минеральных систем *Ru-Os-S*, *Jr-Ru-As-S*, *Ru-As* в хромитовых месторождениях Главного рудного пояса Кемпирсайского массива [5].

Таким образом, тяжелая масса металлов железа, титана, ванадия и доминирующая часть платиноидов количеством до 1,2 г/т фракционировала в составе косквитов краевой фации ультрабазитового ядра, легкая фракция алюмохромитов и остаточная часть платиноидов порядка 0,7-0,8 г/т сохранилась в

дунитах ультрабазитового ядра. Однако руководящую роль в распределении платиноидов сыграла их дальнейшая геохимическая специализация в метаморфогенную стадию преобразования, когда изначально сидерофильные платиноиды группы железа, по С.Т. Бадалову, приобрели халькофильные свойства с образованием минералов сульфидов, арсенидов, висмутинов, антимонитов, теллуридов. При серпентинизации дунитов и перераспределении сидерофильных компонентов РЭПГ сорбировались и концентрировались в метаморфогенно растущих хромшпинелидовых нодулях и сохранились в хромитовых рудах в виде самородных сплавов твердых растворов. Вторичная ассоциация ХМПГ

образовалась в последующую сульфидную стадию оруденения в титаномагнетитовых пироксенитах с унаследованной концентрацией платиноидов группы железа. Из приведенных данных распределения платиноидов по их физико-химическим свойствам следует новый поисково-оценочный критерий перспективности типа оруденения по геохимическим полям офиолитовых поясов. Геохимические поля ХМПГ предопределяют титаномагнетитовое оруденение базит-ультрабазитовых автохтонных плутонов офиолитовых поясов, тогда как поля развития СРЭПГ обусловлены хромитовой рудоносностью таких массивов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бекмухаметов З.А. Особенности формирования и рудогенеза офиолитовых плутонов Кемпирсайского комплекса и их перспективы на промышленные руды хромитов, титаномагнетитов и платиноидов // Труды университета / Караганд. гос. техн. ун-т. Караганда. 2006. № 3.
2. Бачин А.П., Надырбаев А.А. Геологическое строение и перспективы на хромитовые и никелевые оруденения Даульско-Кокпектинского ультрабазитового массива в Западном Казахстане // Геология и охрана недр. 2001. № 1. С. 19-23.
3. Бекмухаметов А.Е. Велиховское месторождение // Металлогения Казахстана. Алма-Ата. 1982. С. 33-41.
4. Бекмухаметов А.Е., Диаров А.Б., Панкратова Н.Л., Тан Мэй. Платиноносность пород и руд интрузивных массивов кемпирсайского комплекса // Геология и разведка недр Казахстана. 1998. № 4. С. 23-28.
5. Дистлер В.В., Волченко В.А., Крячко В.В. и др. Минералы платиновых металлов в хромитах Кемпирсайского массива // Изв. АН СССР. Сер. Геол. 1989. № 11. С. 113-117.
6. Каузинс К.А. Риф Меренского в изверженном комплексе Бушвельд // Магматические рудные месторождения М., 1973. С. 172-183.
7. Рунквист Д.В., Гурская Л.И. Новые перспективные типы платинометалльного оруденения // Очерки металлогении. 1986. С. 119-138.
8. Бадалов С.Т. Геохимическая классификация элементов // Записки Узб. мин. общества. 1973. Вып. 26. С. 157-161.

УДК 622.232.75

В.Ф. ДЕМИН

Исследование возможности повышения эффективности отработки маломощных угольных пластов струговыми комплексами

Промышленные запасы угля на шахтах УД АО «Миттал Стил Темиртау» по состоянию на 01.01.2005 г. составляют 1417 млн.т. По мере отработки пластов средней мощности и мощных все в большей степени вовлекаются в разработку тонкие пласты. Распределение промышленных запасов в диапазоне возможной области применения струговой техники по мощности и углу падения пластов для условий Карагандинского бассейна приведено в таблице.

ПРОМЫШЛЕННЫЕ ЗАПАСЫ ПО МАЛОМОЩНЫМ ПЛАСТАМ

Угол падения пласта, град	Промышленные запасы угля (тыс.т) при мощности пласта, м			Всего	
	0,7-1,0	1,01-1,2	1,21-1,8	тыс. т	%
До 12	46076	37755	102024	185855	37,6
13-18	87135	70175	84298	241608	48,1
19-25	29798	12606	33040	74444	14,9
Итого	163009	120536	219362	502907	100,0
В %	32,4	24,0	43,6	-	-

Верхний предел для тонких пластов для различных угледобывающих стран является условным и зависит от горно-технических, горно-геологических

и других условий разработки. Например, в ЮАР, Индии и Австралии, где разрабатываются преимущественно пласты мощностью 2,5 м и больше, тонкими считают пласты менее 1,5 м, но даже в этих странах пласты с наиболее ценными марками угля разрабатываются при мощности 1,2-1,3 м. В целом, верхним пределом для тонких пластов в зарубежных странах может быть принята мощность 1,2-1,3 м.

В странах СНГ к тонким принято относить угольные пласты мощностью до 1,2 с выделением категории весьма тонких пластов мощностью до 0,7 м.

Нижний предел мощности разрабатываемых весьма тонких пластов для каждой страны определяется применяемой в стране техникой и технологией угледобычи, экономической эффективностью и технической целесообразностью разработки.

В ряде случаев разработка тонких пластов независимо от экономической эффективности определяется технической необходимостью, которая может возникнуть при подработке или надработке пластов, опасных по внезапным выбросам угля и газа, для которых весьма тонкий пласт является защитным.

Разработка маломощных пластов сопряжена с большими техническими трудностями, в основном

связанными с механизацией выемки и передвижением людей в очистном пространстве, и, как следствие этого, характеризуется низкой производительностью труда и высокой себестоимостью. Все маломощные пласты Долинской и Тентекской свит, а также пласты κ_{14} и κ_7 Карагандинской свиты характеризуются сложными горно-геологическими условиями: неустойчивые породы непосредственной кровли (с пределом устойчивых обнажений менее 10 м^2), низкая несущая способность контактирующих с пластом пород почвы (с пределом прочности на вдавливание, в момент обнажения не превышающим 3-6 МПа), значительные (до $20-25^\circ$) углы залегания пластов на отдельных шахтах с резкими изменениями их в пределах выемочного столба, на отдельных участках наличие труднообрушаемой кровли (пласты ∂_9 , ∂_{10} , ∂_2 , ∂_4 , κ_7), что затрудняет применение на них высокопроизводительных очистных комплексов.

Указанные обстоятельства не позволяют эффективно эксплуатировать существующие серийные комплексы, предназначенные по своей характеристике для рассматриваемого диапазона мощности пластов.

Вовлечение в отработку запасов в маломощных пластах позволит обеспечить ресурсосберегающую отработку шахтных полей с увеличением срока эксплуатации шахтного фонда, в том числе на действующих глубинах разработки.

В настоящее время в Карагандинском бассейне из 70 шахтопластов, стоящих на балансе в пределах шахтных полей шахт УД АО «Миттал Стил Темиртау», 20 % относятся к маломощным, в которых находится 49,7 % всех запасов. В их числе по шахтам бассейна: им. Костенко (κ_6 , κ_7 и κ_9 из 10 пластов), им. Кузембаева (κ_7 , κ_8 , κ_9 , κ_{13} , κ_{14} и κ_{18} из 9 пластов), «Саранская» (κ_{13} и κ_{18} из 9 пластов), «Абайская» (κ_7 , κ_{11} , κ_{16} и κ_{18} из 10 пластов), «Шахтинская» (∂_1 , ∂_4 , ∂_5 , ∂_7 , ∂_{10} и ∂_{11} из 7 пластов), «Тентекская» (m_1 , m_3 , ∂_1 , ∂_5 , ∂_9 , ∂_{10} и ∂_{11} из 8 пластов), им. Ленина (∂_1 , ∂_3 , ∂_4 , ∂_5 , ∂_9 и ∂_{10} из 7 пластов), «Казахстанская» (m_1 , m_3 , ∂_1 , ∂_5 , ∂_8 , ∂_9 , ∂_{10} и ∂_{11} из 9 пластов).

Струговые установки в таких условиях, обладая малогабаритными исполнительными органами, обеспечивают выемку пластов без присечки вмещающих пород и снижают общую запыленность воздуха в очистном забое. Кроме этого, при струговой выемке улучшаются условия газовыделения и формирования напряженного состояния угольного массива и вмещающих пород за счет равномерного отделения угля по всей длине лавы малыми стружками. Уровень автоматизации струговых установок позволяет при необходимости работать без постоянного присутствия людей в забое, а вынесение наиболее энергонасыщенных и сложных в обслуживании приводных станций в подготовительные выработки и малые габариты конструктивных узлов в забое обеспечивают высокую ремонтпригодность. В связи с указанными выше преимуществами струговых установок на шахтах УД АО «Миттал Стил Темиртау» начато внедрение струговой техники. В настоящее время струговые установки фирмы DBT (Германия) работают по пласту ∂_{11} на шахте «Казахстанская» и по пласту κ_7 на шахте им. Кузембаева.

Для струговой выемки маломощных пластов характерна ограниченная вынимаемая мощность пласта (до 2,0 м), может оставаться подкровельная пачка угля, отжиматься от груди забоя верхняя часть струга и т.д. При наличии вязких углей (пласты ∂_9 , ∂_{10} , ∂_{11} и κ_4) со слабым отжимом угля, а также из-за отсутствия регулировки толщины срезаемой стружки возникают порывы приводной цепи струга.

В этой связи разработка технологических решений по преодолению негативного влияния имеющих место горно-геологических и горно-технических факторов позволит повысить эффективность разработки маломощных пластов струговыми лавами.

Применение для корпуса струга верхней опоры позволяет комплексно решить поставленные задачи (рис. 1).

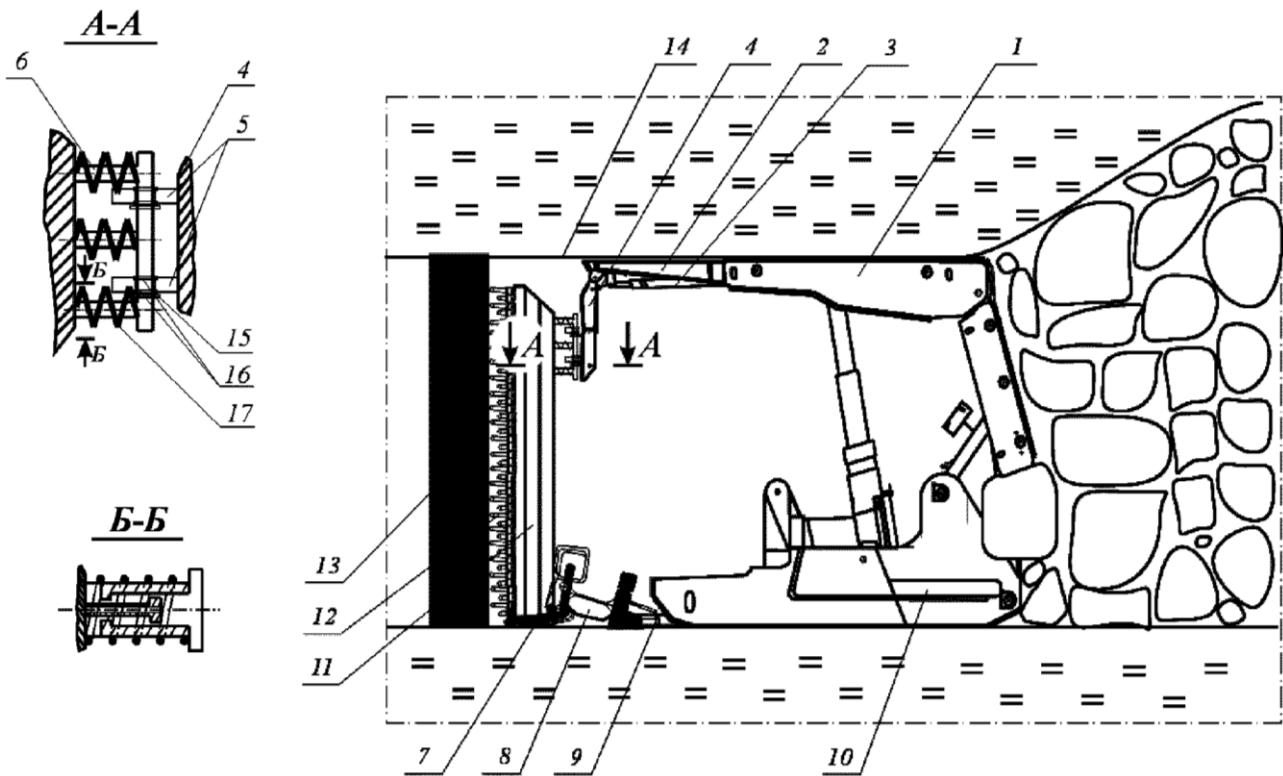
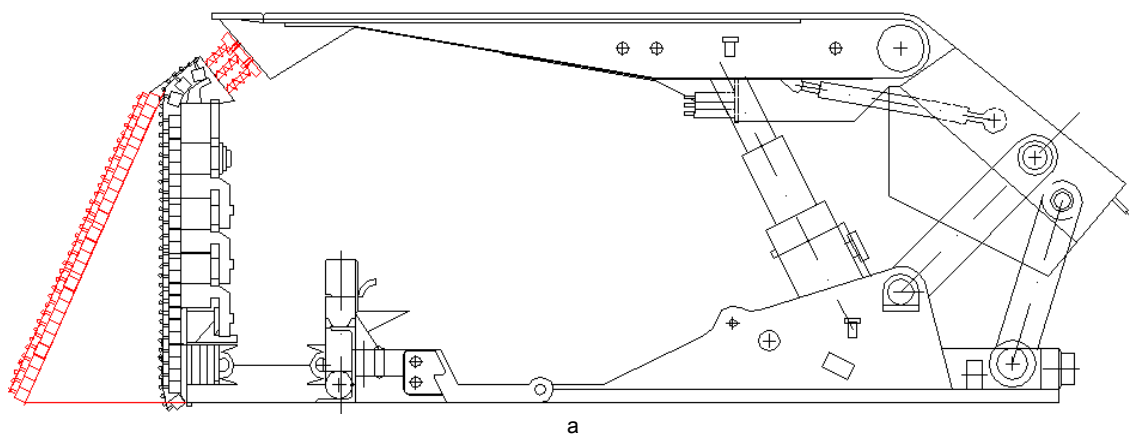


Рис. 1. Механизированный агрегат для выемки маломощных пластов:

- 1 — перекрытие; 2 — козырек; 3 — гидродомкрат; 4 — раскосодержатель; 5 — ролики; 6 — кронштейны;
7 — тяговая цепь; 8 — забойный конвейер; 9 — управляющий домкрат; 10 — линейный домкрат;
11 — корпус струга; 12 — резцы; 13 — пласт; 14 — кровля; 15 — ограничители; 16 — подшипники; 17 — пружины

Такое технологическое исполнение струга обеспечит расширение по области применения струговой выемки по мощности пласта (до 2,5 м) и характеристике угольного пласта (до крепких и вязких углей с сопротивляемостью резанию до 450 кН/м при наличии породных прослоек и необрушающейся подкровельной угольной пачке); уменьшение прочности угольного массива за счет увеличения отжима угля от забоя за счет придания ему наклона по ходу движения лавы; равномерную

скорость подачи и стабильную ширину захвата по мощности пласта (при исключении порывов тяговой цепи) и увеличение ее до 0,1 м; уменьшение энергоемкости разрушения угля в два раза до 0,4 кВт·ч/м) и равномерную крупность добытого угля; надежность работы струговой установки за счет равномерного нажима на грудь забоя по мощности и равномерной скорости подачи струга; упрощение конструкции корпуса струга за счет придания ей прямоугольной конфигурации.



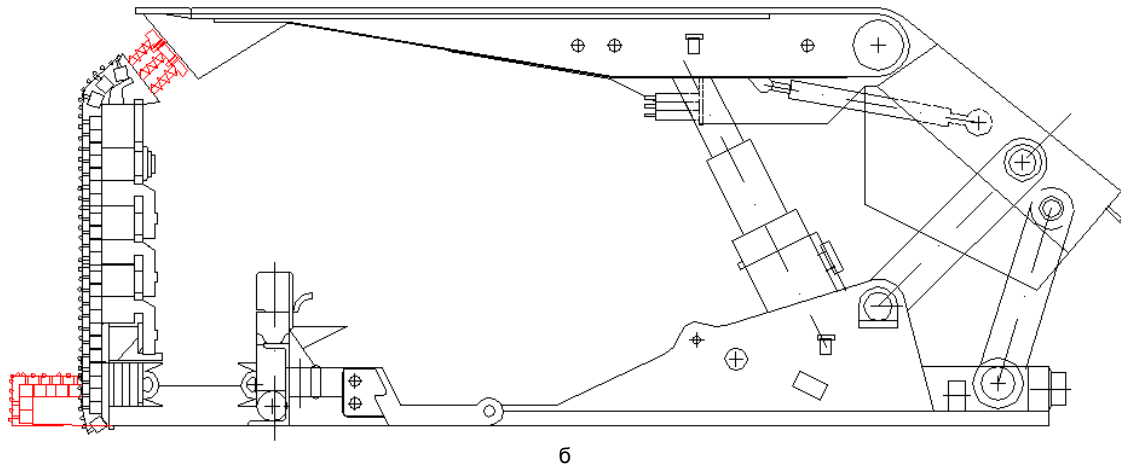


Рис. 2. Варианты конструктивных конфигураций струговых установок

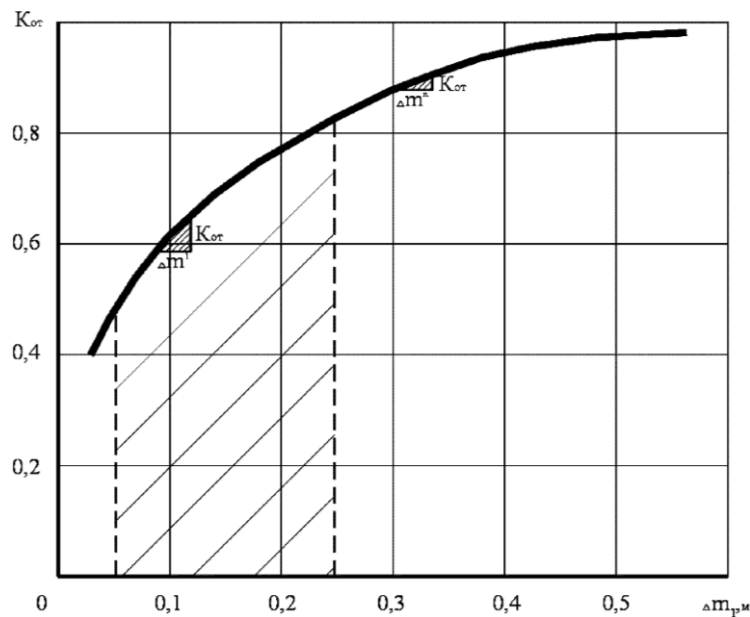


Рис. 3. Определение коэффициента отжима угля от массива ($K_{от}$) в зависимости от заглубления в массив (Δm)

Конструктивное исполнение корпуса струга с наклоном на грудь забоя (рис. 2^а) и с образованием разгрузочной щели у почвы пласта (рис. 2^б) обеспечивают работу струга в зоне отжатого угля (рис. 3), увеличение обрабатываемой площади груди забоя и нагрузки на очистной забой; уменьшение натяжения тяговой цепи; стабильный зазор между

струговой установкой и механизированной крепью; эффективную работу как на пластах пологого, так и крутого падения.

Представленные технологические решения позволяют расширить область применения струговой выемки и повысят эффективность эксплуатации таких комплексов в Карагандинском угольном бассейне.

УДК 504.064

Г.К. КАБЫЛБЕКОВА

Оценка определения условий выбросов ТЭЦ в окружающую среду

В Казахстане становление новой государственной системы обеспечения экологической безопасности, управления охраной окружающей среды и природопользованием стали хорошо организованной и территориально разветвленной системой исполнительных органов в области охраны окружающей среды.

Основными факторами, обуславливающими климатические условия на территории Карагандинской области, наряду с большой

протяженностью, является строение поверхности, абсолютная высота над уровнем моря и наличие низкогорных массивов. Климат обследуемого района резко континентальный с жарким сухим летом и суровой зимой с ветровой нагрузкой.

Район расположения города характеризуется усиленной ветровой деятельностью. Преобладающими являются ветры юго-западного направления. Средняя скорость ветра 5,5 м.

Одним из потенциальных источников загрязнения окружающей среды является теплоэлектростанция, работа которой связана с необходимостью транспортирования и складирования достаточно больших объемов разрушенного материала, мало связывающих, техногенных отходов в сочетании с весьма значительными объемами сточных вод, способных вызвать существенное загрязнение окружающей среды в районе их складирования.

Весьма значительной может оказаться при этом и роль загрязняющих веществ, выносимых в составе летучей золы с территории накопителя в результате ветровой деятельности. Важный фактор атмосферного загрязнения — влияние города. Перенос загрязнения в атмосфере обуславливается двумя составляющими атмосферного движения: полем ветра, переносящего загрязнение от одной точки к другой, и турбулентными движениями, которые рассеивают загрязнение относительно некоторого центра.

На рис. 1 показана область атмосферных движений в планетарном пограничном слое и дана

примерная оценка их высот, определяющие локальные эффекты, которые влияют как на траектории, так и на турбулентность поля ветра.

Турбулентность — это та характеристика атмосферного движения, которая ответственна за рассеяние примеси, попавшей в воздушный поток. Механическая турбулентность вызывается элементами шероховатости подстилающей поверхности — будь то короткая трава, которая дает очень маленький эффект, или строение, которое очень заметно влияет на турбулентность. Турбулентность постоянно генерируется и разрушается и оценивается напряжением сдвига на единицу площади, при этом может быть записана в виде [1]

$$\tau = \mu(du/dh), \quad (1)$$

где τ — напряжение сдвига на единицу площади;
 μ — динамическая вязкость, не зависящая от скорости u и высоты h .

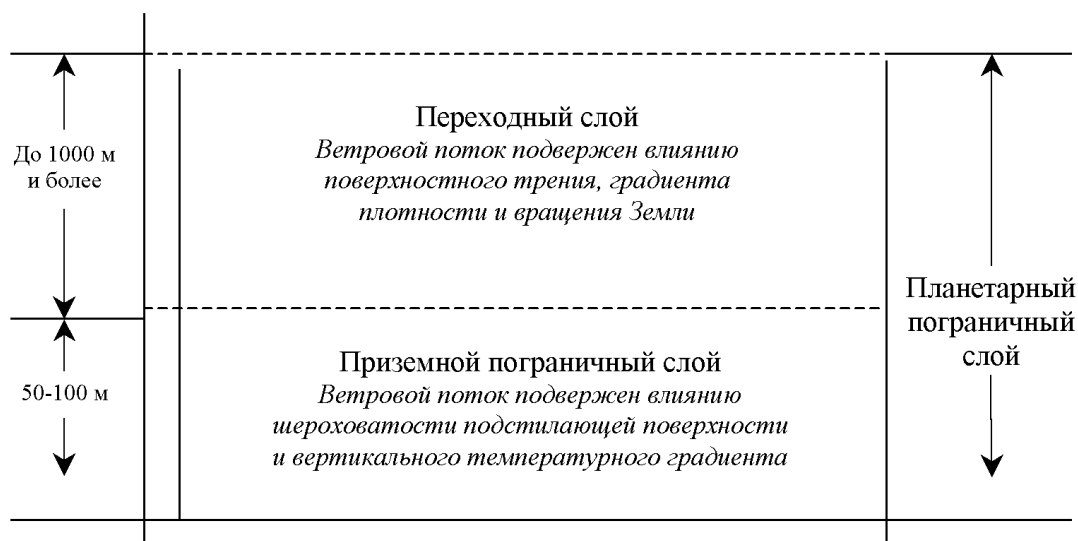


Рис 1. Области атмосферных движений над поверхностью земли

Здесь u — скорость газа;

h — расстояние от неподвижной плоскости до одной из движущихся.

Для жидкостей более удобным бывает использование кинематической вязкости, которая определяется соотношением [1]

$$\nu = \mu / \rho, \quad (2)$$

где ρ — плотность жидкости. Основной теоретический профиль задается выражением

$$\bar{u}(z)/u^* = K^{-1} \ln z + \bar{e} \hat{i} \hat{i} \hat{n} \hat{o} \hat{a} \hat{i} \hat{o}, \quad (3)$$

где K — постоянная Кармана;

u^* — скорость трения, которая определяется как

$$\bar{u}^* = \sqrt{\tau / \rho}. \quad (4)$$

Слой, в котором вязкое напряжение преобладает, очень тонкий.

С увеличением скорости ветра над некоторой данной поверхностью или при заметном увеличении шероховатости подстилающей поверхности может наступить такое состояние,

когда эффект воздействия сил давления, связанный с вихреобразованием, возникающим от элементов шероховатости, станет преобладать над чисто вязкостным напряжением. Поток в таком случае становится аэродинамическим шероховатым и вязкость больше не влияет на профиль. В этом случае, как оказалось, скорость зависит от параметра шероховатости и оценивается в виде [3]

$$\bar{u}(z)/u^* = K^{-1} \ln [z + z_0] / z_0. \quad (5)$$

Новый член z_0 представляет собой параметр шероховатости. Для таких поверхностей, как гладкая плоская поверхность, снег и даже короткая скошенная трава, типичные значения параметра шероховатости составляют менее 1 см, для травы высотой 4-5 см — превышают 1 см и увеличиваются до 10 см для травы высотой 60-70 см. На больших площадях, где имеются кусты, деревья, живые изгороди и тому подобные препятствия для ветрового потока, параметр шероховатости может увеличиться до 2 м.

Другой способ представления профиля скорости в виде функции от высоты, который применяется в моделях качества воздуха и связывает скорость, соотношение [3]

$$\bar{u}(z) = \bar{u}(r)(z/r)^\alpha, \quad (6)$$

где r соответствует некоторой заданной высоте; z — фиксированная высота, для которой мы хотим определить значение параметра. В соответствии со степенным законом средняя скорость ветра на некоторой высоте z равна средней скорости ветра на заданном рубеже, умноженной на отношение этих точек, возведенное в некоторую степень α . Саймиу и Скалон [3] приводят значение α для открытой территории, пригородных районов и для центральной части больших городов и указывают также высоту над подстилающей поверхностью, для которой дана форма профиля.

На рис. 2 представлен профиль скорости ветра, который показывает изменения аргумента функции, описанной выражениями (5), (6) для шероховатости и трения, или функций степенного закона.

С точки зрения градиентного переноса диффузия в фиксированной точке пропорциональна концентрации примеси. Свойства атмосферного движения рассматриваются в закрепленной (неподвижной) системе координат.

Математическая схема теории градиентного переноса взята из физики тепло- и электропроводности [2].

В этом случае мы видим, что степень изменения со временем концентрации примеси q связана с градиентами по всем трем направлениям, а также с коэффициентами диффузии и их изменением. Краевые условия при этом имеют тот же вид, что и доля точечного источника. Заметим, что Q — мощность источника, т.е. полный выброс вещества, представляемого через концентрацию q , отнесенную к объему выброса. Уравнение (7) показывает, что степень изменения некоторого качества в одномерном случае зависит от степени изменения его градиента и некоторой постоянной, которая в атмосфере называется коэффициентом турбулентной диффузии [3]:

$$d\bar{q}/dt = K(\partial^2 q / \partial x^2). \quad (7)$$

Краевые условия для точечного источника:

$$\begin{aligned} \bar{q} &\rightarrow 0, t \rightarrow \infty \\ \bar{q} &\rightarrow 0, t \rightarrow 0 \text{ для всех } x, \text{ кроме } x=0, \\ \bar{q} &\rightarrow \infty, \text{ так что } \int_{-\infty}^{\infty} \bar{q} dx = Q. \end{aligned}$$

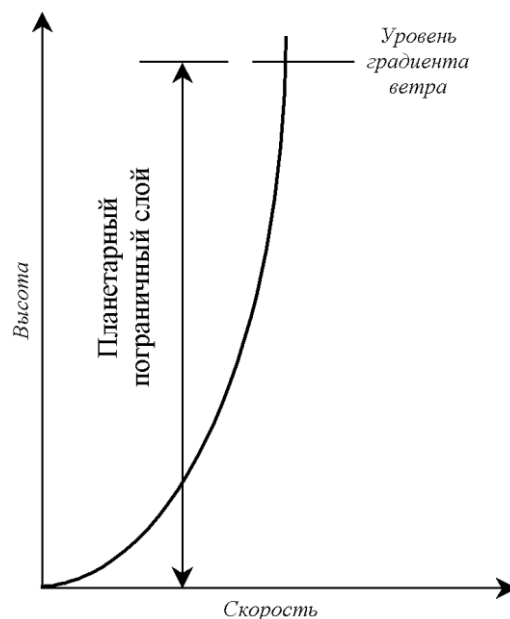


Рис. 2. Изменение скорости ветра в зависимости от высоты над поверхностью земли

Схема, характеризующая загрязнение атмосферного воздуха, представлена на рис. 3.

Первопричиной, является некоторый источник загрязнения, который может выбрасывать газы или аэрозоли, это: процессы горения, переработка материалов и их транспортировка, выбросы технологических процессов, хранение и испарение, вентиляционные выбросы, процессы диспергации. Можно изменить технологический процесс путем замены сырья (например, биоэтанол — горючее будущего), скорости производства и типа используемой энергии.

Как правило, можно использовать процессы или устройства газоочистки и пылеулавливания, чтобы предотвратить или уменьшить величину выброса, что требует определенных затрат. При этом собранные загрязнители вторично используются. Процессы газоочистки могут также разрушать загрязнитель или менять его химические или физические свойства так, что он становится безвредным или, по крайней мере, менее опасным.

Ниже стандартов качества воздуха — такой подход является жестким. Согласно требованиям, первичные стандарты качества атмосферного воздуха должны соблюдаться в обязательном порядке, в то время как вторичные могут быть предметом обсуждения. Их выполнение зависит от экономических и других факторов.

Законодательство Республики Казахстан по защите воздушного бассейна составлено таким образом, что можно применять эти подходы и критерии для установления состояния, существующего или ожидаемого загрязнения, и для поддержания качества воздуха, необходимого для защиты здоровья и благосостояния населения [5].



Рис. 3. Условия проявления при загрязнении атмосферы промышленным объектом

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Тищенко Н.Ф. Охрана атмосферного воздуха. Расчет содержания вредных веществ и их распределение в воздухе: Справочное издание. М.: Химия, 1991. 368 с.
2. Отраслевая методика расчета количества отходящих, уловленных и выбрасываемых в атмосферу вредных веществ предприятиями по добыче и переработке угля. М.: Госкомгидромет, 1987.
3. Защита атмосферы от промышленных загрязнений: Справ. изд.: В 2-х ч. Ч. 2. / Пер. с англ.; Под ред. С. Калверта, Г.М. Инглунда. М.: Металлургия, 1988. 712 с.
4. Методика расчета концентраций в атмосферном воздухе вредных веществ, содержащихся в выбросах предприятий. Л.: Гидрометиздат, 1987.
5. Концепция экологической безопасности. Астана, 2005. 62 с.

УДК 550.835

Д.Ю. ПАК

Исследование метрологических характеристик рентгенорадиометрического метода контроля качества угля

При реализации рентгенорадиометрического метода анализа углей с использованием низкоэнергетического гамма-излучения (менее 7,1 кэВ) уголь с хорошим приближением можно аппроксимировать трехкомпонентной средой, содержащей углерод, кальций и основной

наполнитель минеральной части в виде алюмосиликатов. Вторичное от угля излучение формируется за счет однократно рассеянного гамма-излучения и рентгеновской флуоресценции кальция (3,7 кэВ).

Интенсивности однократно рассеянного гамма-излучения (N_S) и рентгеновской флуоресценции кальция (N_i) можно оценить [1]

$$\begin{aligned} N_S &= KN_0 \sigma_0 \mu_0 + \mu_S^{-1}, \\ N_i &= KN_0 W_K S_K - 1 S_K^{-1} \tau m \mu_0 + \mu_i^{-1}, \end{aligned} \quad (1)$$

где K — постоянный множитель;
 N_0 — интенсивность первичного гамма-излучения;
 σ_0 — массовый коэффициент рассеяния первичного гамма-излучения углем;
 μ_0, μ_S — массовые коэффициенты ослабления, соответственно, первичного и рассеянного излучений углем;
 μ_i — массовый коэффициент ослабления рентгеновского флуоресцентного излучения кальция углем;
 W_K — коэффициент выхода флуоресценции;
 S_K — величина K -скачка поглощения кальция;
 τ — массовый коэффициент фотоэлектрического поглощения первичного гамма-излучения кальцием;
 m — содержание кальция в угле.

Массовые коэффициенты взаимодействия рассчитываются исходя из принципа аддитивности:

$$\begin{aligned} \sigma_0 &= \sigma_0^C + A\Delta\sigma + m\Delta\sigma', \\ \mu_0 &= \mu_0^C + A\Delta\mu_0 + m\Delta\mu'_0, \\ \mu_S &= \mu_S^C + A\Delta\mu_S + m\Delta\mu'_S, \\ \mu_i &= \mu_i^C + A\Delta\mu_i + m\Delta\mu'_i, \end{aligned} \quad (2)$$

где $\Delta\sigma = \sigma_0^H - \sigma_0^C$; $\Delta\sigma' = \sigma_0^{Ca} - \sigma_0^H$; $\Delta\mu = \mu_0^H - \mu_0^C$;
 $\Delta\mu'_0 = \mu_0^{Ca} - \mu_0^H$; $\Delta\mu_S = \mu_S^H - \mu_S^C$; $\Delta\mu'_S = \mu_S^{Ca} - \mu_S^H$;
 $\Delta\mu_i = \mu_i^H - \mu_i^C$; $\Delta\mu'_i = \mu_i^{Ca} - \mu_i^H$;
 A — зольность угля;
 m — содержание оксида кальция в угле;
 индексы C, H, Ca относятся, соответственно, к углероду, наполнителю золы и оксиду кальция.

Нетрудно представить, что значения интенсивностей N_S и N_i зависят от зольности угля и содержания оксида кальция.

Теоретически и экспериментально на модельных смесях углей различного вещественного состава установлены качественно обратные закономерности изменения интенсивностей N_i и N_S от содержания оксида кальция. Добиться инвариантности результатов при флуктуации концентрации оксида кальция можно путем измерения интегральной интенсивности вторичного излучения ($N_i + N_S$).

Частичная независимость результатов измерений от колебаний концентрации кальция достигнута путем искусственного ослабления вторичного излучения фильтром из легкого элемента. Такой методический прием использован ранее [2] при анализе угля переменного вещественного состава. Эффективность фильтрации вторичного излучения обусловлена резко различными гамма-ослабляющими свойствами фильтра по отношению к флуоресцентному излучению кальция и рассеянному излучению источника Fe-55. Так, например, фильтр из

полиэтилена имеет отношение коэффициентов ослабления указанных излучений, близкое к 4.

Расчетами согласно (1) и экспериментами на модельных смесях установлены сложные закономерности изменения суммарной интенсивности ($N_i + N_S$) от зольности угля, концентрации оксида кальция и толщины фильтра из полиэтилена (рис. 1). С увеличением степени ослабления вторичного излучения (с увеличением толщины фильтра) интегральная интенсивность ($N_i + N_S$) снижается по-разному в зависимости от содержания оксида кальция. Чем выше его содержание в угле, тем круче зависимость интенсивности от толщины. При толщине фильтра $d = 31-34$ мг/см² наблюдается область инверсии, свидетельствующая о независимости интегральной интенсивности от изменения содержания оксида кальция. Условием для возникновения инверсионной области является равенство обратных по знаку абсолютных приращений интенсивности флуоресцентного и рассеянного излучений при флуктуации концентрации оксида кальция.

В доинверсионной области (левее области пересечения кривых) наблюдается дифференциация суммарной интенсивности от содержания оксида кальция. Чем больше значение m , тем выше интенсивность. Причем, чем меньше степень фильтрации (меньше толщина фильтра), тем результаты измерений более дифференцированы от содержания оксида кальция. Отсюда можно заключить, что в доинверсионной области преобладающую роль в суммарной интенсивности играет флуоресцентное излучение кальция.

Обратная картина наблюдается в заинверсионной области (правее области пересечения кривых). При $d > d_{инв.}$ преобладающую роль во вторичном излучении играет рассеянное углем гамма-излучение (флуоресцентное излучение преимущественно ослабляется фильтром).

Более контрастно обозначено влияние оксида кальция на результаты измерений при разной степени фильтрации вторичного излучения (рис. 2).

При отсутствии фильтрации интенсивность вторичного излучения закономерно возрастает с повышением оксида кальция в угле. Результаты измерений при инверсионной толщине ($d = 32$ мг/см²) практически не зависят от изменения оксида кальция в угле.

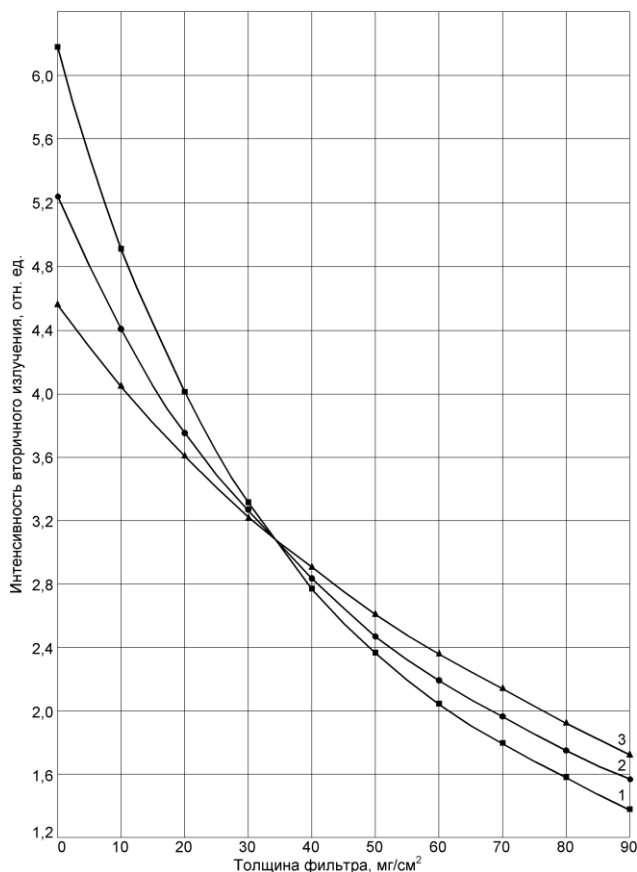


Рис. 1. Зависимости интегральной интенсивности вторичного излучения от толщины фильтра:
 $A = 18\%$; 1 — $m = 3,6\%$; 2 — $m = 1,8\%$; 3 — $m = 0,36\%$.

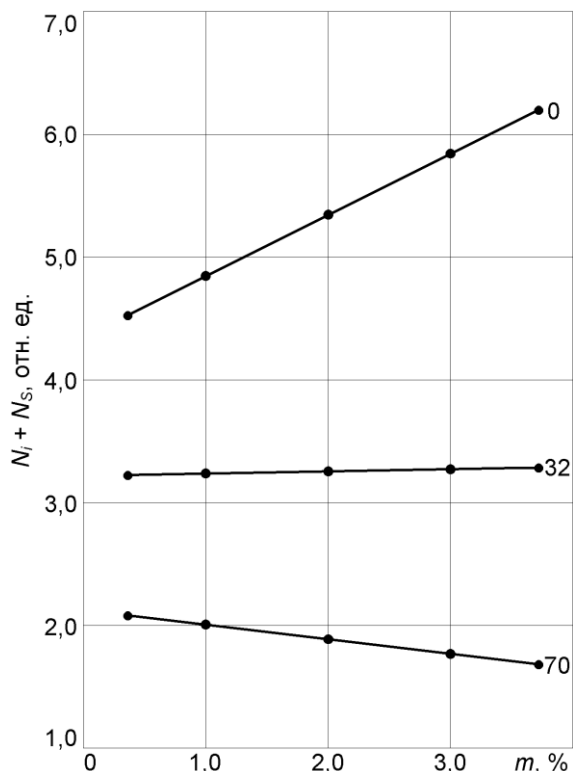


Рис. 2. Зависимости интенсивности вторичного излучения от содержания кальция в угле.
 Шифр кривых — толщина фильтра, мг/см²

Инвариантность результатов обусловлена тем, что при изменении оксида кальция абсолютные приращения

величин $N_i + N_s$ равны по величине и обратны по знаку. Показания при заинверсионной толщине ($d = 70$ мг/см²) падают с ростом концентрации оксида кальция, что объясняется ничтожно малым вкладом рентгеновской флуоресценции во вторичном излучении. При выбранном фильтре толщиной 70 мг/см² флуоресцентное излучение ослабляется более чем в 17 раз, в то время как рассеянное — только в 2 раза.

Преобладающее ослабление рентгеновской флуоресценции кальция по сравнению с рассеянным гамма-излучением приводит к тому, что пересечение кривых, соответствующих углю одной зольности, но с различными концентрациями оксида кальция, происходит при толщине фильтра, зависящей от зольности. Экспериментально установлено, что если для угля с зольностью 18 % область инверсии наступает при значениях $d = 31-34$ мг/см², то для высокозольного угля ($A = 30\%$) инверсионная толщина фильтра сдвигается до 44-47 мг/см². В исследованных образцах углей содержание оксида кальция в золе менялось в диапазоне (2-20) %.

Зависимости (рис. 3) свидетельствуют о сложных закономерностях изменения интегральной интенсивности вторичного излучения от зольности угля, содержания оксида кальция и степени фильтрации вторичного излучения. При $d = 30$ мг/см² инвариантность результатов от колебаний оксида кальция наблюдается для угля с зольностью 15 %. Для низкозольных углей суммарная интенсивность снижается с увеличением m , а для высокозольных углей — наоборот — повышается. Добиться независимости результатов при флуктуациях оксида кальция в углях с $A = 30\%$ можно, увеличив толщину ослабляющего фильтра до 50 мг/см² (рис. 4).

Таким образом, представленные на основе расчетов и экспериментальных исследований данные показывают, что интегральная интенсивность вторичного излучения, ослабленного фильтром конечной толщины, может служить однозначной характеристикой зольности угля только в случаях незначительных вариаций зольности и определенной дисперсии оксида кальция. Такой вывод был подтвержден ранее [2] при использовании в качестве ослабляющего фильтра алюминия. Из всего этого следует, что для точного определения зольности по суммарной интенсивности вторичного излучения нужна априорная информация о качестве угля, его вещественном составе и оптимальной толщине фильтра.

Задача аналитического нахождения оптимальной толщины ослабляющего фильтра решена ранее [3] из условия равенства обратных по знаку абсолютных приращений интенсивностей флуоресцентного ∂N_i и рассеянного ∂N_s излучений при единичном σm^1 изменении содержания кальция в золе:

$$\frac{\partial N_i}{\partial m'} = - \frac{\partial N_s}{\partial m'}. \quad (3)$$

Полученное на основе данного равенства выражение учитывает перераспределение состава золы и позволяет определить толщину ослабляющего фильтра исходя из содержания

кальция и энергий рассеянного углем гамма-излучения и флуоресцентного излучения кальция.

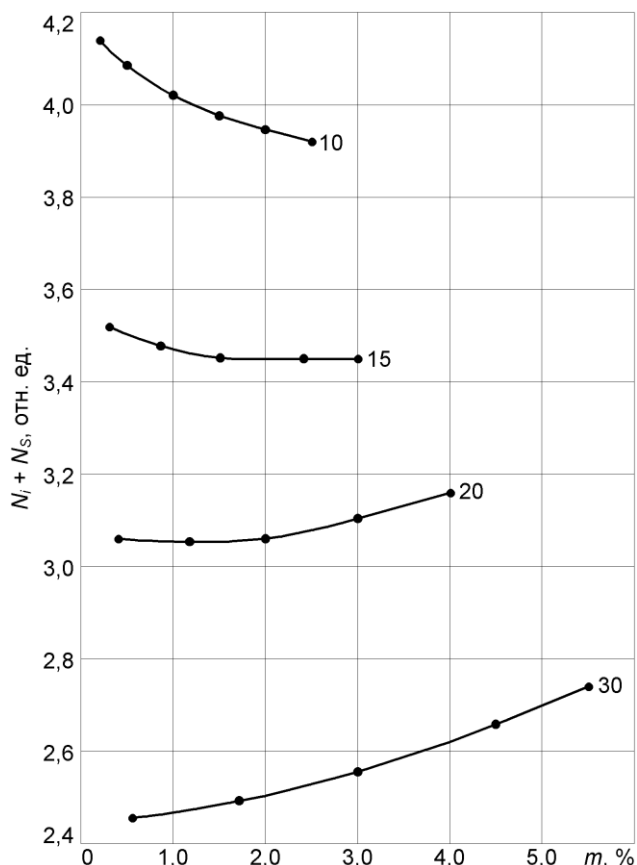


Рис. 3. Зависимости интегральной интенсивности вторичного излучения от содержания кальция в угле: $d = 30 \text{ мг/см}^2$; цифры у кривых — A , %

Более корректным представляется решение задачи нахождения оптимальной толщины на основе соотношения (3), в котором равенство приращений ∂N_i и ∂N_s принимается при единичном изменении содержания оксида кальция в угле. Такое нормирование на единичное изменение оксида кальция в угле позволяет аналитически учесть различные схемы замещения составных компонентов угля, что делает данную модель более приближенной к реальным условиям.

Найденное таким образом аналитическое соотношение для оптимальной толщины фильтра после соответствующих преобразований сведено к виду:

$$d = \frac{\ln K \frac{N_i S_m^i}{N_s S_m^s}}{\mu_1 - \mu_2}, \quad (4)$$

где N_i, N_s — интенсивности, соответственно, флуоресцентного излучения кальция и рассеянного излучения;

$S_m^i; S_m^s$ — относительная чувствительность к кальцию в угле, соответственно, по флуоресцентному и рассеянному излучению;

$$S_m^i = \frac{1}{m} - \frac{\Delta\mu'_0 + \Delta\mu'_i}{\mu_0 + \mu_i},$$

$$S_m^s = \frac{\Delta\sigma'}{\sigma_0} - \frac{\Delta\mu'_0}{\mu_0},$$

где μ_1, μ_2 — массовые коэффициенты ослабления, соответственно, флуоресцентного и рассеянного излучений фильтром.

На рис. 5 представлена зависимость между оптимальной толщиной ослабляющего фильтра и зольностью угля. За оптимум принималась инверсионная толщина (рис. 1), найденная экспериментальным путем на углях различной зольности и различного содержания оксида кальция. Для сопоставления приведены расчетные данные, выполненные согласно (4), для углей различного состава. В целом наблюдается удовлетворительное согласие расчетных и экспериментальных оценок, что подтверждает правомерность предложенной модели для оптимизации выбора толщины ослабляющего фильтра при контроле зольности угля.

Полученная формула для расчета толщины фильтра и зависимости (рис. 5) свидетельствуют о том, что значение оптимальной толщины фильтра при выбранных энергиях регистрируемых гамма-квантов зависит в основном от зольности угля (меняются $N_i; N_s; S_m^i; S_m^s$), информация о которой априори неизвестна. Попытка нахождения оптимальной толщины фильтра по текущим данным N_i и N_s дает удовлетворительный результат только при условии незначительных колебаний зольности и состава золы. Подобный вывод подтвержден экспериментально [2] на примере использования фильтра из алюминия. Толщина 5 мг/см^2 близка к оптимальной для углей с зольностью $10 \pm 2 \%$ при колебаниях кальция от 0,15 до 1,5 %.

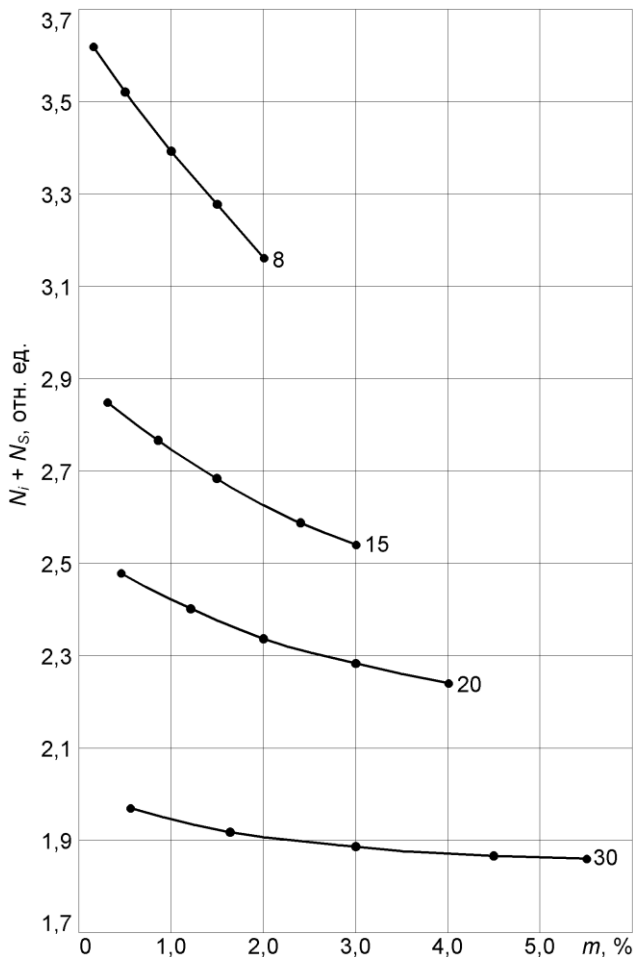


Рис. 4. Зависимости интегральной интенсивности вторичного излучения от содержания кальция в угле: $d = 50 \text{ мг/см}^2$; цифры у кривых — A , %

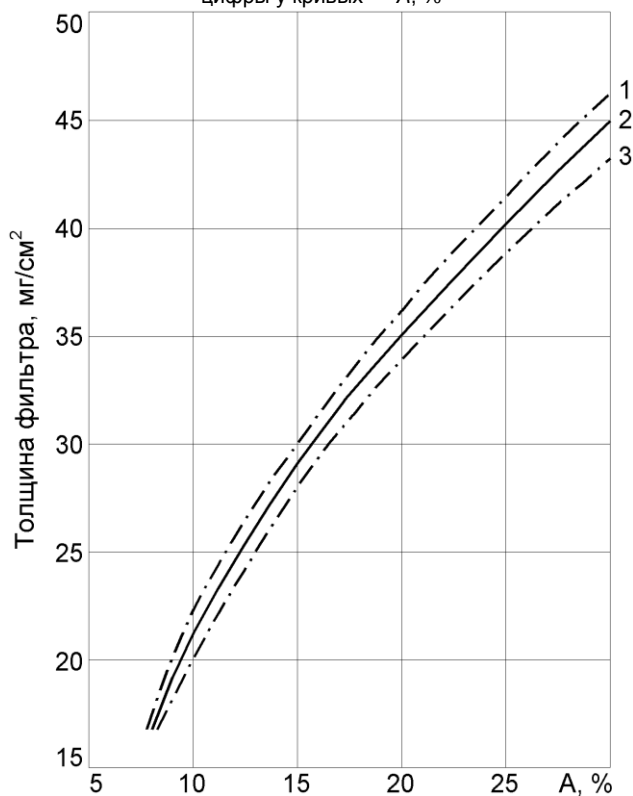


Рис. 5. Зависимость оптимальной толщины фильтра от зольности угля:

- 1 — расчетные данные $m = 0,8-3$ %;
- 2 — экспериментальные данные $m = 0,4-4$ %;
- 3 — расчетные данные $m = 1,2-4$ %;

Для количественной оценки точности контроля зольности в неоптимальных условиях выполнены эксперименты с фильтрами различной толщины. На рис. 6 показано влияние зольности угля на величину погрешности ее определения при измерениях с фильтрами конечной толщины. Кривая 1 означает, что фильтр толщиной 28 мг/см^2 является оптимальным с точки зрения независимости от m для угля зольностью 15 %. Методическая погрешность определения зольности при флуктуациях оксида кальция равна нулю при $A = 15$ %. При анализе высокозольного угля, например с $A = 20$ %, выбранный фильтр не является оптимальным и погрешность составит 0,75 % абс. Для угля с $A = 25$ % ошибка возрастает до 2,1 % абс. Ана-

логично из кривой 2 следует, что фильтр толщиной 40 мг/см^2 , являющийся оптимальным для угля с $A = 25 \%$, будет не оптимальным для интервала $25 < A < 25$. Любое отклонение зольности приводит к закономерному росту погрешности.

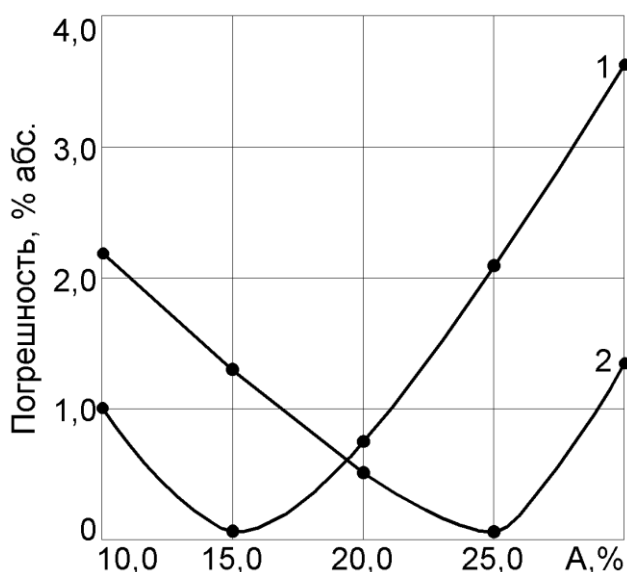


Рис. 6. Влияние зольности угля на погрешность ее определения с фильтрами конечной толщины:

1 — $d_{\text{инв.}} = 28 \text{ мг/см}^2$ для $A = 15 \%$;
2 — $d_{\text{инв.}} = 40 \text{ мг/см}^2$ для $A = 25 \%$

Представленные данные позволяют оценить значимость правильного выбора степени фильтрации вторичного излучения в зависимости от диапазона колебаний зольности и прогнозировать ожидаемую точность контроля качества в условиях переменного состава.

Таким образом, интегральный рентгенорадиометрический метод с компенсацией переменного кальция путем фильтрации вторичного излучения дает удовлетворительные по точности результаты в случае незначительных колебаний зольности. При анализе рядовых углей со значительной изменчивостью зольности и вещественного состава минеральной части необходима аппаратная информация о содержании оксида кальция с последующей коррекцией результатов интегральных измерений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Старчик Л.П., Пак Ю.Н. Ядерно-физические методы контроля качества твердого топлива. М.: Недра, 1985. 224 с.
2. Пак Ю.Н. К методике повышения точности радиоизотопного анализа зольности угля // Заводская лаборатория. 1980. № 8.
3. Пак Ю.Н. Условия полезности фильтров при радиоизотопном контроле зольности угля переменного вещественного состава // Изв. вузов. Горный журнал. 1985. № 4. С. 1-4.

УДК 666.92
С.М. ШАРИПОВ

Использование вторичных ресурсов при производстве полимерминеральных композиций

Одним из перспективных направлений развития базы стройиндустрии Казахстана стало вовлечение вторичных ресурсов и отходов промышленности. Следует отметить, что отходы имеют нестабильные физико-химические показатели и нуждаются либо в предварительной подготовке (сортировке, доизмельчении, сушке и др.), либо в переработке в качественное сырье.

В результате исследований нами выявлена возможность применения для производства полимерминеральных композиций (ПМК) ряда побочных продуктов при минимальных затратах на

подготовку в качестве кислотостойких наполнителей отсева, гранита, а также пластифицирующих добавок из отходов после спиртовой барды (ПСБ) и сухого отбора золы.

Разработка и использование вторичных ресурсов с целью создания добавки (модификаторов) в виде совмещенного продукта (брикетов, гранул, порошка) является направлением достаточно прогрессивным и актуальным.

При введении в полимерминеральные композиции тонкодисперсных отходов гранита и пластифицирующей добавки (ПСБ+зола) улучшаются

не только реологические свойства, но увеличивается стойкость к действию агрессивных сред и улучшаются некоторые физико-механические параметры.

Эксплуатационные показатели данных композиций с использованием отходов позволяют заменить потребление более дорогостоящих традиционных кислотостойких наполнителей (андезитовая мука, арзамит) и пластифицирующих добавок (суперпластификаторы С-3).

В Казахстане в качестве кислотостойких наполнителей использовали андезитовую муку, арзамит, базальт, ввозимые по высокой цене.

Научно-практический интерес представляют работы, выполненные учеными НИИИстромпроекта, по подбору оптимальных составов кислотостойких растворов.

В качестве кислотоупорных наполнителей исследованы горные породы Казахстана: граниты Балхашского месторождения, базальты Даубабинского месторождения (Шымкентская область), волостанита Босагинского месторождения (Центральный Казахстан), а также андезитовая мука (Армения).

Горные породы, принятые в исследованиях, представлены преимущественно кислотными оксидами.

Объектом исследования приняты граниты Кокшетауского месторождения (п. Гранитный). Для сравнения принята андезитовая мука (Армения) и гранит Балхашского месторождения.

По данным [1, 2, 3], силикатные кислотоупорные композиции на основе натриевого жидкого стекла и кремнефтористого натрия обладают высокой стойкостью по отношению к концентрированным кислотам, но недостаточно водостойки и стойки в разбавленных кислотах.

Известным эффективным способом повышения водостойкости кислотоупорных композиций на жидком стекле является введение в их состав добавки синтетических смол и полимеров (полимерсиликатные композиции).

Однако кислотоупорный цемент, содержащий кремнефтористый натрий, токсичен, что ограничивает его применение в строительстве предприятий промышленности.

Полимерминеральные композиции получали путем совмещения предварительно тонкоизмельченного кислотоупорного наполнителя, двух видов вяжущего портландцемента и водонерастворимого полимера. При применении в качестве связующего полимера использовали аминный отвердитель холодного отверждения. Пластичность оптимальной по удобоукладываемости полимерминеральной смеси соответствовала нормальной густоте цементного теста, по прибору Вика.

Технология приготовления ПМК включает дозирование исходных материалов, смешивание наполнителя, цемента, пластифицирующей добавки (брикет) и последующее их перемешивание с полимером.

Свойства полимерминеральных композиций определяли после их твердения при температуре 20°C

в воздушно-сухих условиях в течение 28 суток, на образцах размером 4x4x16 см.

Для определения химической стойкости ПМК использовали водные растворы серной кислоты с концентрацией 3, 10 и 30 %. Образцы выдерживали в растворе 7, 14 и 30, 90 и 180 суток и испытывали на сжатие.

Кислотостойкость оценивали путем сравнения прочности образцов до погружения в среду (P_0) и после выдержки в ней (P). Коэффициент стойкости вычислен по формуле:

$$K_C = P/P_0.$$

Горные породы, принятые в исследованиях, по химическому составу на 55-90 % состоят из кислотных оксидов (SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3) (табл. 1).

Таблица 1

ХИМИЧЕСКИЙ СОСТАВ ГОРНЫХ ПОРОД

Порода	Содержание оксидов, % по массе								
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	TiO ₂	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	SO ₃
Гранит (Балхаш)	75,0	10,20	1,30	0,20	0,50	0,25	4,0	4,0	0,2
Гранит (Кокшетау, п. Гранитный)	76	9,0	1,5	0,15	0,55	0,25	4,0	4,0	0,2

Содержание основных оксидов в пробах гранита не превышает 10 %. Основные физико-механические свойства горных пород приведены в табл. 2.

Результаты определения кислотостойкости наполнителей из горных пород показали, что наполнители из гранита обладают кислотостойкостью в пределах 96 % для Балхашского месторождения и 98 % для Кокшетауского месторождения.

Как показывают данные, зерновой состав (удельная поверхность не менее 3600 см²/с и выше) обеспечивает повышенную кислотостойкость полимерминеральной композиции.

Таблица 2

ОСНОВНЫЕ ФИЗИКО-МЕХАНИЧЕСКИЕ
СВОЙСТВА ГОРНЫХ ПОРОД

Порода	Истинная плотность	Средняя плотность, г/см ³	Твердость по Моосу	Водопоглощение, %	Предел прочности при сжатии, МПа
Гранит Балхашский	2,63	2,55	7,0	1,8	200
Гранит п. Гранитный Кокшетау	2,60	2,45	≈7,0	1,75	190

Испытания на прочность при сжатии и изгибе ПМК на различных видах наполнителя показали соответственно 35-36 МПа и 7-8 МПа, а для гранита Кокшетауского месторождения (п. Гранитный) 36-38 МПа и 7-8 МПа соответственно. Анализируя результаты испытаний, следует отметить, что наполнитель Кокшетауского месторождения возможно использовать для производства антикоррозионных

импортозамещающих материалов для стройиндустрии Казахстана.

Таким образом, использование отходов камнедробления гранита и спиртового производства совместно с золой-унос (сухой отбор) для получения высокоэффективных полимерминеральных композиций является целесообразным и экономически выгодным производством.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

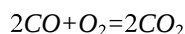
1. Рояк С.М., Рояк Г.С. Специальные цементы. М.: Стройиздат, 1983. 280 с.
2. Субботин М.Н. Кислотоупорные бетоны, растворы на основе жидкого стекла. М., 1967.
3. Москвин В.М. Кислотоупорный бетон. М.-Л.: ОНТИ, 1987.

УДК 621.436

А.А. ЗЕЙНУЛЛИН
А.Г. ЖАКЕНОВ
Г.И. ЖУКОВ

Комбинированные катализаторы с использованием платины, рения и кобальта

Каталитические нейтрализаторы предназначены для дожигания токсичных продуктов неполного сгорания топлива, содержащихся в отработавших газах (ОГ) дизелей, в безвредные элементы. Например:



Реакции зависят от ряда условий, в которых проходят эти процессы, в том числе от температуры и объемной скорости ОГ. При выборе катализатора эта зависимость представляет определенный интерес потому, что температура ОГ дизелей, работающих на холостом ходу и при малых нагрузках, не превышает 150-200 °С [1]. При такой температуре ОГ каталитические нейтрализаторы малоэффективны. Поэтому лучшим катализатором является тот, который начинает эффективно работать при меньших температурах.

Известно [2], что качество нанесения активных компонентов на вторичный носитель оказывает существенное влияние на эффективность работы

нейтрализатора. По этой причине исследования, выбор и отработка технологии нанесения активных компонентов являются одними из важных элементов изготовления каталитических нейтрализаторов.

Катализаторы окисления для тепловых двигателей должны проводить реакции, начиная с низких температур (~150 °С), выдерживать перепады температур, не изменяя при этом существенно свой химический состав, структуру и активность [3]. Носители должны обеспечивать оптимальное перераспределение активных компонентов по поверхности и тем самым стабилизировать работу катализатора при длительной его эксплуатации [4]. Важно, чтобы катализатор изготавливался из недорогих и недефицитных материалов с возможностью их регенерации.

Из рис. 1 видно, что катализатор с добавкой кобальта, введенного в состав суспензии, дает положительные результаты по эффективности очистки по оксиду углерода. Так, при температуре 180

°С эффективность комбинированного на 10 % выше, чем у стандартного катализатора, при 200-220 °С разница составляет приблизительно 50 %. С повышением температуры (250-350 °С) эффективности обоих катализаторов становятся приблизительно одинаковыми, порядка 95 %.

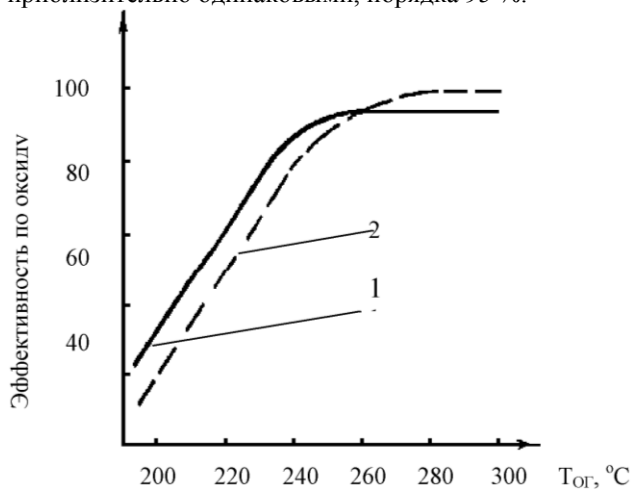


Рис. 1. Эффективность комбинированного катализатора (Pt, Re) в зависимости от температуры отработавших газов: 1 — содержание Pt — 0,1 %, Re — 0,2 % (от массы блока с Co); 2 — содержание Pt — 0,1 %

На рис. 2 и 3 показана эффективность работы комбинированного катализатора, в который введены активные компоненты: в первом случае — послойно Co, Re, Pt, во втором — Co и Re нанесены методом пропитки, а затем нанесена платина. Из графиков видно, что оба этих катализатора имеют одинаковые результаты по эффективности очистки ОГ. Однако, сравнивая эффективность этих катализаторов с эффективностью стандартного, можно отметить, что более высокие результаты показывают катализаторы, содержащие добавку Co и Re. Так, при 180 °С катализаторы с добавкой Co и Re имеют 32 % очистки ОГ от CO, а стандартный — 12 %. В интервале температур 200-220 °С разница составляет 50 %. С повышением температуры наблюдается увеличение активности катализатора, содержащего только платину. При 300 °С эффективности всех трех катализаторов достигают порядка 95 %.

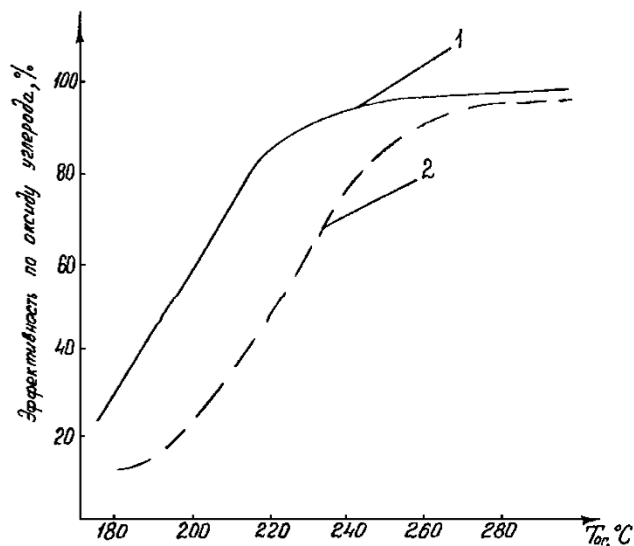


Рис. 2. Эффективность комбинированного катализатора (Pt, Re, Co) в зависимости от температуры отработавших газов: 1 — содержание Co — 0,3 %, Re — 0,2 %, Pt — 0,1 % (от массы блока); 2 — содержание Pt — 0,1 %

На рис. 4 показана эффективность работы катализатора от температуры: первая кривая показывает эффективность катализатора, содержащего 0,3 % (от массы блока) *Re* и 0,1 % *Pt*, вторая — 0,4 % *Co* и 0,1 % *Pt*, третья — только 0,1 % *Pt* (катализатор сравнения).

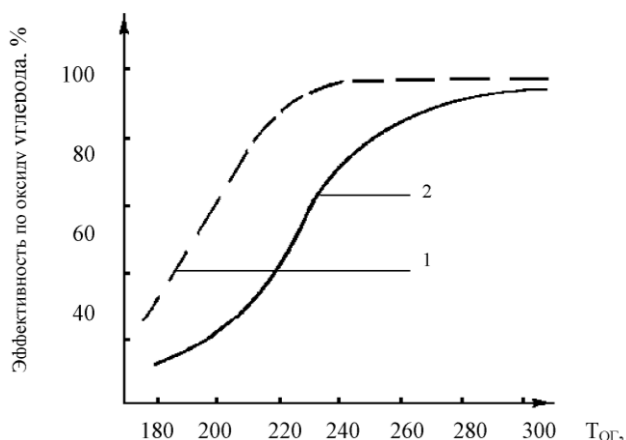


Рис. 3. Эффективность комбинированного катализатора (*Pt*, *Re*, *Co*) в зависимости от температуры отработавших газов: 1 — содержание *Co* — 0,3 %, *Re* — 0,2 %, *Pt* — 0,1 % (от массы блока); 2 — содержание *Pt* — 0,1 %

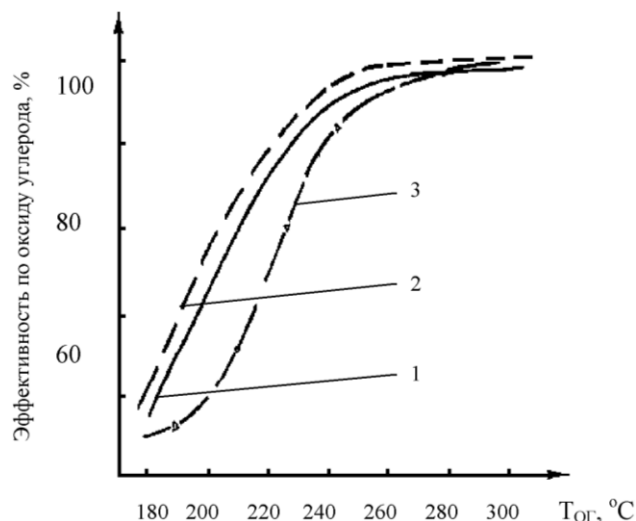


Рис. 4. Эффективность комбинированного катализатора (*Pt*, *Re*, *Co*) в зависимости от температуры отработавших газов: 1 — содержание *Re* — 0,3 %, *Pt* — 0,1 % (от массы блока); 2 — содержание *Co* — 0,3 %, *Pt* — 0,1 %; 3 — содержание *Pt* — 0,3 %

Из графиков видно, что большую эффективность очистки ОГ по оксиду углерода на нижнем интервале температур (180-220 °C) дает платиновый катализатор с добавкой *Co*. Эффективность платинового катализатора с добавкой рения примерно на 7 % ниже, чем у первого. Платиновый катализатор в интервале температур 180-220 °C по эффективности на 20-30 % ниже, чем катализаторы с добавками.

Из вышеизложенного можно сделать вывод: введение кобальта в состав комбинированного катализатора дает положительные результаты. Комбинированный катализатор с добавкой *Co* (по сравнению со стандартным) работает более эффективно при низких температурах (180-220 °C), что очень важно для малоподвижных машин.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ананьин Г.П., Голутвин В.А., Завьялов Л.Н., Арсланов Н.К. Автомобильный транспорт при подземной разработке полезных ископаемых. М.: Недра, 1973. 160 с.
2. Попова Н.М. Катализаторы очистки выхлопных газов автотранспорта. Алма-Ата: Наука, 1987. 224 с.
3. Андерсен Дж. Структура металлических катализаторов. М.: Мир, 1978. 482 с.
4. Жуков Г.И. Нейтрализация отработавших газов дизелей подземного самоходного оборудования и карьерного автотранспорта. Жезказган: ЖезУ, 2001. 169 с.

УДК 002.84

Н.С. КЕРЕЕВ
А.Д. КАРИЕВ
А.Г. КАЛИАКПАРОВ

Эффективная утилизация горючих для нужд внутреннего энергоресурса

На Аксуском заводе ферросплавов (АЗФ) с 1977 г. осуществляется сжигание технологических газов ферросплавного производства, отходящих из рудовосстановительных электропечей закрытого типа (ферросплавного газа), в заводской котельной. Для этого были введены в строй межцеховой газопровод и новая газомазутная котельная с паровыми котлами ДКВР-20-13. Паровые котлы старой угольной котельной (ДКВР-10-13) были реконструированы с переводом на сжигание газа, а впоследствии заменены современными газомазутными котлами ДЕ-16-14 ГМ.

В качестве резервного топлива был и остаётся мазут. В результате замены привозного твёрдого топлива внутренним энергоресурсом (ВЭР) — ферросплавным газом — была получена значительная экономия прямых затрат.

Химический состав ферросплавного газа, поступающего в котельную, не постоянный и зависит от многих факторов: от состава и влажности шихтового материала, от ведения технологического режима печей, от герметичности элементов газоочистки, работающих под разрежением. По

данным многолетнего опыта эксплуатации, в составе газа содержится: оксида углерода — от 50 до 90 %, диоксида углерода — от 5 до 30 %, водорода при выплавке ферросилиция и ферросиликохрома — до 8 %, а при выплавке феррохрома до — 20 %, кислорода — не должно превышать 1 % и в незначительных количествах метан, сероводород, оксид серы, азот. Температура воспламенения газа 640-650 °С, теплота сгорания 8500-11500 кДж/м³, среднее пылесодержание до 30 г/м³. Ферросплавный газ бесцветен, имеет неприятный запах благодаря присутствию сероводорода и оксида серы, токсичен и взрывоопасен, пределы взрываемости от 12,5 до 75 %. По санитарным нормам предельная допустимая концентрация газа в воздухе рабочих помещений равна 0,0016 % по объёму или 20 мг/м³. На выходе из печи газ имеет высокую температуру — от 600 до 900 °С, которая безвозвратно теряется в системе «мокрой» газоочистки от пыли.

Длительный опыт эксплуатации газовых котлов показал правильность выбранного пути утилизации горючих отходов, но при этом обнаружилось недоработки в технологии сжигания ферросплавного газа, связанные с его особенностями. В отличие от природного газа, на сжигание которого рассчитаны газовые котлы, ферросплавный газ имеет переменный химический состав. В результате этого калорийность газа постоянно изменяется, работа котлов характеризуется неустойчивостью режимов, а автоматика котлов не всегда может справиться с регулированием. Технический персонал вынужден периодически переводить котлы на ручное управление, чтобы избежать аварийных остановок. По той же причине не функционируют регуляторы соотношения «топливо-воздух», что не способствует эффективному сжиганию газа. Стабильность работы котла зависит от соотношения двух основных компонентов газа — CO (горючий) и CO₂ (балласт). По условиям безопасной эксплуатации котлов сжигаемый газ не должен содержать диоксида углерода более 12-15 %, кислорода более 1 %, поэтому в котельной установлены соответствующие приборы газового контроля. В случае превышения этих показателей те печи, которые подают газ с «плохим» анализом, должны отключиться от потребителя и подать некондиционный газ на свою свечу дожига. При этом может образоваться дефицит газа в котельной, особенно в холодное время года при пиковых нагрузках. В этом случае производится совместное сжигание газа с мазутом. Установлено, что в среднем за год примерно 50 % всех отходящих газов утилизируется в котлах, около 35 % сжигается на свечах печей как некондиционные (CO₂>15 %), а остальная часть сжигается на свече дожига котельной как избыток и буфер для регулирования давления в газопроводе.

Таким образом, газовые котлы эксплуатируются с пониженным КПД, но, в связи с тем, что производимый пар используется только на нужды завода и вырабатывается за счёт ВЭР завода, вопросы повышения экономичности котлов длительное время оставались не актуальными. Однако на современном этапе научно-технического прогресса обозначен ряд приоритетных направлений развития энергосберегающих технологий в металлургии, в том числе становится актуальным и повышение эффективности утилизации ВЭР [1]. На АЗФ ресурсо-энергосбережению также уделяется особое внимание, а КПД завода в целом оценивается от 20 до 30 % [2]. В связи с этим были проведены исследования эффективности работы котлов на ферросплавном газе [3], некоторые результаты которых представлены на рисунках 1 и 2.

На рис. 1 показаны изменения параметров работы котла ДКВР-20-13 в течение суток: $D_n = f(\tau)$, $P_6 = f(\tau)$, $T_{нз} = f(\tau)$, $CO_2 = f(\tau)$. По оси абсцисс отложено время суток в часах, τ . По оси ординат отложены: паропроизводительность котла, D_n , т/ч; давление пара в барабане котла, P_6 , кгс/см²; содержание диоксида углерода в газовом топливе (ферросплавном газе) перед котлами, CO_2 , %; температура продуктов горения на выходе из топки котла, $T_{нз}$, °С.

На рис. 1 просматривается обратная зависимость режимных параметров котла D_n , P_6 , $T_{нз}$ от содержания диоксида углерода в ферросплавном газе: $P_6 = f(CO_2)$, $D_n = f(CO_2)$, $T_{нз} = f(CO_2)$, результаты анализа данных зависимостей показаны на рис. 2.

Как видно из рис. 2, режимные параметры котла обратно пропорциональны содержанию в газе негорючего балласта CO₂. Увеличение диоксида углерода в составе газа приводит к снижению эффективности работы котла.

Проведённые исследования показали необходимость повышения и стабилизации калорийности газа. Для этого предлагается использовать процессы газификации углерода.

В настоящее время известна технология получения горючих газов, называемых генераторными [3], путём безостаточной газификации твёрдого или жидкого топлива в специальных аппаратах — газогенераторах. В основном газификация используется как способ получения синтез-газа или водорода для химического производства. Но также ведутся работы по освоению газификации углей и мазутов как способа получения облагороженного, освобождённого от серы и золы газового топлива для энергетики.

Процесс газификации заключается в частичном окислении горючей части топлива кислородом или водяным паром. Превращение углерода топлива в горючий газ происходит по следующим основным реакциям [4]:

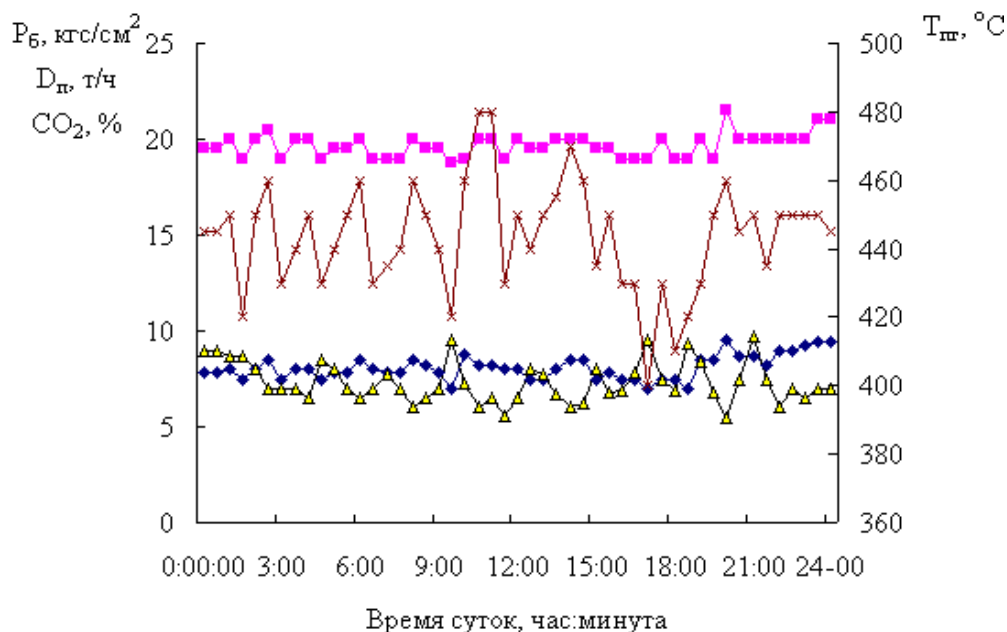


Рис. 1. Графики изменения параметров работы котла ДКВР-20-13 в течение суток:

- ◆— Давление пара в барабане;
- Паропроизводительность;
- ▲— Содержание CO_2 в ферросплавном газе;
- ×— Температура продуктов горения за топкой

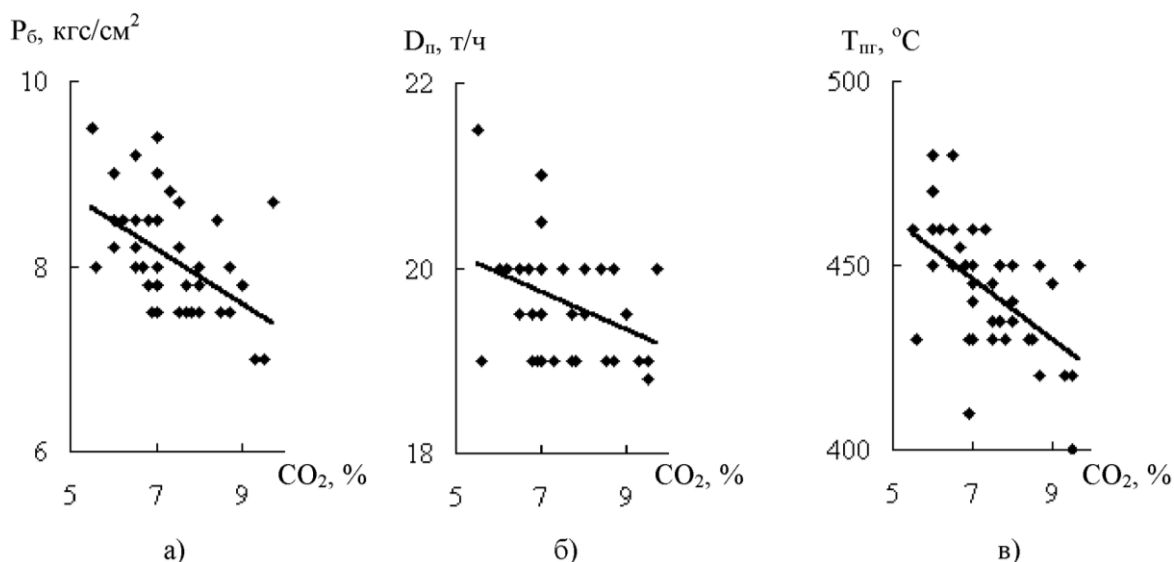
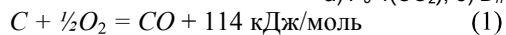
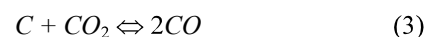


Рис. 2. Зависимости исследуемых параметров котла ДКВР-20-13 от содержания диоксида углерода в газе:

а) $P_b = f(CO_2)$; б) $D_p = f(CO_2)$; в) $T_{пр} = f(CO_2)$ 

При высоких температурах будет также протекать следующая реакция восстановления CO_2 :



Константа равновесия реакции (3) зависит от температуры, и смещение равновесия в сторону образо-

В случае применения воздушного дутья получают так называемый воздушный газ, основным горючим компонентом которого является окись углерода, образующаяся по реакции (1). При частичном окислении топлива водяным паром получают так называемый водяной газ, основными компонентами которого являются CO и H_2 , образующиеся по реакции (2). Чаще всего для повышения эффективности процесса используют парокислородное или паровоздушное дутьё с получением искусственного газового топлива, называемого смешанным или парокислородным газом.

вания CO происходит с повышением температуры (свыше $700\text{ }^{\circ}C$) [4]. Из теории металлургических процессов [5] также известно, что при температурах свыше $900\text{ }^{\circ}C$ из двух реакций взаимодействия углерода с кислородом: $C+O_2=CO_2$ и $2C+O_2=2CO$ развивается преимущественно вторая реакция с образованием монооксида углерода.

Исходя из вышесказанного представляется возможным осуществление реакции (1) и (3) в специальном газификаторе для перевода остаточных окислительных компонентов ферросплавного газа CO_2

и O_2 в CO и тем самым повышение калорийности газа и стабилизация его химического состава. Для этого необходимо в реакторе организовать определённый контакт ферросплавного газа в качестве газифицирующего агента с углеродистым восстановителем (кокс, полукокс). При этом, учитывая высокую температуру отходящих газов, предполагается возможность газификации углерода без традиционного кислородного (воздушного) или парокислородного дутья.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Волкова И.О. Новые направления энергосбережения в металлургии // Металлург. 2005. № 8.
2. Головачёв Н.П. и др. Решение вопросов ресурсо- и энергосбережения на АЗФ // Вестник ПаУ. 2003. № 5 (14).
3. Кереев Н.С. и др. Сжигание ферросплавного газа в топках котлов // Вестник ПаУ. 2005. № 1.
4. Белосельский Б.С., Соляков В.К. Энергетическое топливо. М.: Энергия, 1980.
5. Казачков Е. А. Расчёты по теории металлургических процессов. М.: Metallургия, 1988.

УДК 69.034.011

**О.Т. ИБРАЕВА
А.З. ИСАГУЛОВ
И.К. ИБРАЕВ**

К вопросу выбора технологии утепления головной части слитка спокойной стали

Выбор рациональных параметров головной части слитка нельзя рассматривать односторонне только с точки зрения экономии металла на головную обреш без учета тепловых процессов, протекающих во всем слитке. Это объясняется тем, что прибыльная часть слитка выполняет следующие функции:

- питает последовательно затвердевающие объемы слитка и влияет на развитие усадочных пустот и внутренних трещин;

- влияет на распределение и интенсивность движения конвективных потоков и расположение зональной ликвации в слитке;

- сохраняет перегретые объемы стали и образует резервуар для всплывающей ликвации и неметаллических включений из слитка.

Вопросам изучения внутреннего строения слитков, в т.ч. и спокойной стали, посвящено большое количество исследований. Выбор рациональной формы прибыльной части слитка и способы ее обогрева достаточно полно освещены в работах М.И. Колосова, А.И. Строганова и др. [1], Ю.Д. Смирнова [2], Л.М. Ефимова [3], Я.А. Шнеера [4], В.П. Осипова [5], В.С. Коновалова [6] и других. При этом максимальный интерес представляет изучение структуры головной части слитка, т.к. именно она в наибольшей степени определяет выход годного металла при прокате. Из имеющихся в технической литературе сведений по данному вопросу наиболее актуальны те, которые относятся к крупным слиткам, отливаемым в изложницу с уширением книзу, т.к. технология разлива стали в изложницы с прибыльными надставками повсеместно вытесняется либо непрерывной разливкой стали, либо разливкой в изложницы с теплоизоляционными плитами.

Анализ литературных источников [1-20] позволяет классифицировать все встречающиеся типы слитков спокойной стали следующим образом (рис. 1, а-д).

Тип I (рис. 1, а) характеризуется наличием толстого сплошного моста. Такие слитки получаются при подмораживании зеркала металла сразу после наполнения изложницы или его недостаточно эффективном утеплении. Стенки усадочной раковины, как правило, не окислены, однако заваривание ее при прокате даже на тонкие профили не гарантируется вследствие больших поперечных размеров. Как правило, при прокате таких слитков отмечается повышенная головная обреш.

Тип II (рис. 1, б) — усадочная раковина открытая, глубоко внедряется в тело слитка. Такое строение наблюдается у слитков, отлитых с недостаточно высокой теплоизоляцией зеркала и недостаточно хорошей теплоизоляцией боковых граней изложницы. При их прокате наблюдается повышенная головная обреш.

Тип III (рис. 1, в) — промежуточный между предыдущим и типом IV.

Тип IV (рис. 1, г) — наиболее оптимальная с позиций качества и выхода годного металла при прокате структура слитка. Формируется при использовании высокоэффективных теплоизоляционных материалов для утепления боковой поверхности и экзотермических засыпок. При прокатке наблюдается минимальная головная обреш.

Тип V (рис. 1, д) — слитки с 2-4 «мостами» в голове слитка, делящими усадочную раковину на части. Образование мостов объясняется недостаточно эффективным утеплением зеркала металла. «Мосты» могут быть сплошными, но наблюдаются и со свищами, разрывами, что может привести к окислению внутренней полости усадочной раковины и повышенной обреш при прокатке.

В технической литературе неоднократно описывалась структура крупных слитков, головная часть которых представлена мостами [7, 9, 17-20].

Если самый верхний мост состоит из плотного, без свищей, трещин и разрывов металла, то это способствует завариванию усадочной раковины при горячей пластической деформации, т.к. сама раковина оказывается разделённой на части. Если же мосты имеют разрывы, несплошности, через которые возможно поступление атмосферного кислорода в объём усадочной раковины, то такие слитки при прокатке ведут себя аналогично слиткам с открытой усадочной раковиной. Причиной образования мостов является недостаточно эффективное утепление зеркала и боковой поверхности слитка.

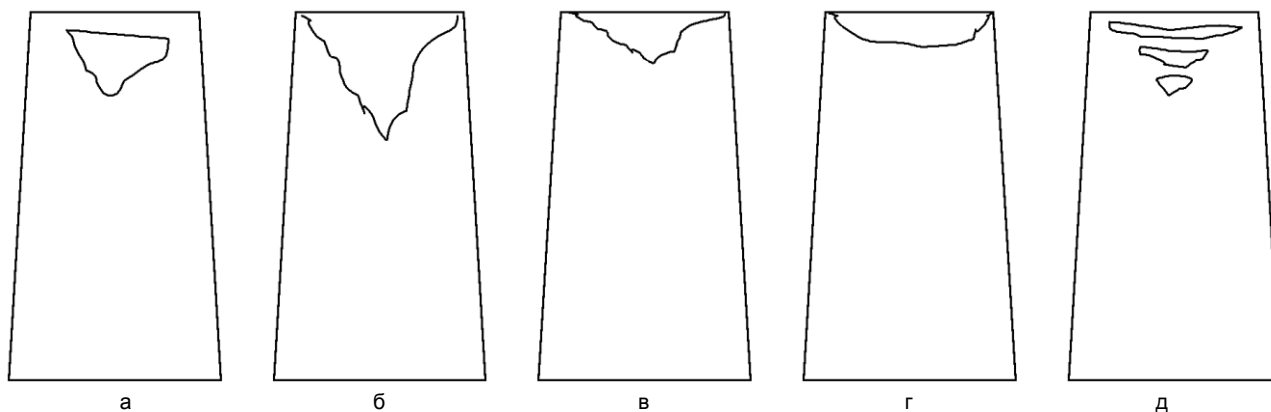
Причём температура жидкой сердцевинки в головной части слитка находится в интервале кристаллизации «ликвидус-солидус», т.е. в том температурном интервале, при котором жидкий металл теряет текучесть [3, 8]. По мере опускания уровня металла под слоем теплоизоляционной засыпки и его охлаждения происходит периодическое образование твёрдой корки, которая может прогибаться в центральной части, отрываться по периферии и т.д. Быстрая кристаллизация от боковой поверхности способствует получению более прочных «мостов». Обычно условия слитков таковы, что в головной части фиксируется от 1 до 4 мостов. Из сказанного выше следует, что одним из основных критериев оценки слитков с мостами в головной части является качество самих «мостов». Для надёжного, гарантированного заваривания разделённых мостами усадочной раковины необходимо иметь прочные, без дефектов, «мосты» (особенно самый верхний), препятствующие попаданию атмосферного воздуха в объём усадочной раковины.

Несколько отдельно от проблемы отливки слитков с «мостами», но все-таки близко к ней, стоит

проблема производства слитков с завариваемой усадочной раковиной. Способы получения таких слитков могут быть различными, но важным общим требованием является надёжная изоляция усадочной раковины от атмосферы.

В работе [8] завариваемую усадочную раковину получали двух типов: одну — обычным переворачиванием слитка с ещё жидкой сердцевиной; другую, рассредоточенную, смещённую относительно оси слитка — укладыванием слитка на боковую поверхность спустя некоторое время после отливки. Технология производства слитков с переворачиванием известна давно [9, 12, 13], она применяется для получения слитков с закрытой, а при прокате и завариваемой раковиной. С этой же целью используется и заливка металла водой [8, 14]. Применение бутылочных изложниц для разлива спокойных сталей также даёт аналогичный результат [15]. В последнем случае усадочная раковина делится на две: одну открытую, в которой скапливается огарок от теплоизолятора; другую — закрытую, с небольшими поперечными размерами, которые завариваются при прокате. В головную обреза уходит металл из верхней, открытой раковины, при этом выход годного возрастает на 2,5 %.

Традиционное представление о хорошей тепловой работе прибыльной части слитка связывается с образованием открытой усадочной раковины с плоским или полусферическим дном, которое достигается при использовании экзотермической смеси и люнкеритов. Однако из-за высокой стоимости в настоящее время в крупных сталеплавильных цехах (НТМК, КМК, ЧерМК, ЗСМК, ОХМК) для утепления прибыли при разливе стали сверху применяют чаще всего асбестит и керамзит.



Характерные типы макроструктуры слитков спокойной стали:

- а — слитки без утепления или с замораживанием зеркала металла в изложнице;
- б — слитки с недостаточно эффективной верхней и боковой теплоизоляцией;
- в — то же, теплоизоляционные свойства засыпок и боковых утеплителей выше;
- г — слитки, отлитые под экзотермическими смесями с высокоэффективными теплоизоляционными плитами;
- д — слитки с «мостами» в головной части

Авторы [17-20] и наши исследования показали, что утепление слитков спокойной стали асбеститом приводит к значительным потерям до ввода засыпки и образованию «моста» металла, в результате чего головная обреза слитков при такой технологии достигает 16 % длины раската. Авторами установлено, что при утеплении асбеститом имеются, кроме того, и отрицательные

моменты, а именно загрязнения металла, в особенности головной и донной части слитка, неметаллическими включениями от затягивания частичек асбестита при даче его на зеркало жидкого металла в изложнице (табл. 1).

Исследованиями установлено, что при использовании инертных материалов при отсутствии

отклонений технологии разлива на поверхности прибыли образуется затвердевшая корка металла — «мост». При кристаллизации слитка усадочная раковина приобретает закрытый характер, хотя под коркой (мостом) она сохраняет «классическую» форму. Характерно, что слитки одной плавки как с открытой, так и с закрытой усадочной раковиной при дальнейшем переделе имеют одинаковые показатели качества.

При закрытой усадочной раковине, когда часть металла расходуется на формирование «моста», можно ожидать более глубокого ее проникновения в прибыль. Однако на практике этого не наблюдается и объясняется это тем, что при закрытой усадочной раковине площадь поверхности прибыли, через которую теряется тепло, постоянна, при открытой усадочной раковине эта поверхность увеличивается по мере опускания уровня металла в прибыль за счет затвердевших слоев металла у стенок прибыльной надставки. При образовании закрытой усадочной раковины уменьшается ее угол затвердевания (угол, образуемый пересечением касательных к внешней поверхности прибыли и боковой поверхности полости раковины), что сопровождается уменьшением глубины усадочной раковины.

То обстоятельство, что усадочная раковина, образующаяся под «мостом», становится теплоизолятором, привело к выводу о необходимости форсирования образования «моста».

Результаты исследования (табл. 1) показывают, что теплопотери через поверхность прибыли с закрытой усадочной раковиной снизились в два раза и глубина проникновения усадочной раковины уменьшается с 360 до 260 мм.

Качество стали 10 СП изучали после прокатки головных слябов на горячекатаный лист толщиной 12 мм по пробам, отобранным на горизонтах 12, 14, 16, 18 % (табл. 2 и табл. 3).

При утеплении головной части слитка с получением закрытой усадочной раковины прибыльная часть слитка получается более плотной и менее загрязнена неметаллическими включениями. Это объясняется образованием закрытой усадочной раковины.

Как показали результаты промышленных исследований, получение плотного «моста» головной части слитка спокойной стали при разливе в уширенные книзу изложницы, оборудованные теплоизоляционными плитами, обеспечивается при использовании утепляющих засыпок из отходов коксохимического производства (отсева коксика фракции 0,15-5,0 мм; и отхода флотации каменного угля) и отсева алюминиевой стружки.

Таблица 1

ПОТЕРИ ТЕПЛА ЧЕРЕЗ ПОВЕРХНОСТЬ ОТКРЫТОЙ (А)
И ЗАКРЫТОЙ (Б) ПРИБЫЛИ И ХАРАКТЕР
УСАДОЧНОЙ РАКОВИНЫ

Показатель	Единица измерения	А	Б
Тепловой поток	МДж/м ²	25,6	21,0
Площадь излучения	м ²	0,8	0,43
Потери тепла	МДж/ч	20	9

Потери тепла в процессе кристаллизации слитка (2,5 час / % общего количества тепла в прибыли)	%	7,0	3,2
Глубина раковины по оси слитка	мм	340-380 360	230-275 260
Толщина корки	мм	-	5-25 15
Угол затвердевания	град.	20-35 25	8-15 10
Площадь дна раковины на уровне закругления стен	м ²	0,1-0,2 0,13	0,1-0,3 0,18
Объем раковины	м ³	0,06	0,06

Таблица 2

ЗАГРЯЗНЕННОСТЬ СТАЛИ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИМИ
ВКЛЮЧЕНИЯМИ (БАЛЛ) ПРИ УТЕПЛЕНИИ ГОЛОВНОЙ
ЧАСТИ ОТСЕВАМИ КОКСИКА (А) И АСБЕСТИТОМ (Б)

Включения	А	Б
Сульфиды	1-3,5	1-4
	2,1	2,6
Оксиды	0,5-2,5	0,5-2,5
	0,7	0,9
Силикаты	0-5	1-5
	2,7	3,7

Таблица 3

ОЦЕНКА КАЧЕСТВА МАКРОСТРУКТУРЫ МЕТАЛЛА (СЛЕВА
И СПРАВА ОТ КОСОЙ ЧЕРТЫ — СООТВЕТСТВЕННО
УДОВЛЕТВОРИТЕЛЬНАЯ И НЕУДОВЛЕТВОРИТЕЛЬНАЯ,
(%) ПРИ ОТКРЫТОЙ (А) И ЗАКРЫТОЙ (Б) ПРИБЫЛИ

Горизонт, %	А	Б
12	66,7 / 33,3	83,3 / 16,7
14	66,7 / 33,3	91,7 / 8,3
16	100,0 / 0	100,0 / 0
18	100,0 / 0	100,0 / 0

Вопреки традиционным представлениям установлено, что формирование закрытой усадочной раковины в головной (прибыльной) части слитка с использованием слабоэкотермических утепляющих засыпок позволяет в два раза уменьшить теплопотери, глубину проникновения усадочной рыхлости в тело слитка, снизить ликвацию примесей, уплотнить головную часть слитка и повысить выход годного на сквозном металлургическом переделе слитков — сляб горячекатаный и холоднокатаный прокат (табл. 4).

Разработаны слабоэкотермические однокомпонентные теплоизолирующие смеси на базе отходов металлургического производства, таких как отходы коксохимического производства: отсев коксика, углеродсодержащий шлам обогащения углей и отходов производства вторичного алюминия в виде отсеков алюминиевой стружки, которые сочетают свойства достаточно высокой термичности и хорошие теплоизолирующие свойства за счет получения высокопористого, легковесного порошкообразного огарка.

Изученные закономерности формирования закрытой усадочной раковины с плотным «мостом» в головной части слитка спокойной стали позволили разработать и внедрить технологию разлива крупных листовых слитков достаточно высокого качества на АО «Миттал Стил Темиртау» с использованием слабоэкотермических теплоизоляционных материалов на базе отходов металлургического

производства [16, 19, 20]. Как показывают наши исследования [16], разработанная технология применима и для отливки кузнечных слитков из

высоколегированных марок стали в фасонно-литейном цехе АО «Миттал Стил Темиртау».

Таблица 4

КАЧЕСТВЕННЫЕ ПОКАЗАТЕЛИ СПОКОЙНОЙ СТАЛИ ПРИ РАЗЛИЧНЫХ СХЕМАХ УТЕПЛЕНИЯ СЛИТКОВ

Вид утепляющей засыпки — расход, кг/т	Время присадки, с	Марка стали	Количество плавок, шт	Выход годного, т	Расходный коэффициент, т/т	Брак по усадке	
						т	%
Асбестит (2,5-3,0)	0-10	10 СП	17	4148	1,216	11,1	0,22
		3 СП	15	3602,3	1,222	7,1	0,16
		20 ГЮТ	2	463,5	1,122	0	0
		09 Г2	3	698,1	1,234	3,3	0,38
		Итого:		8911,9	1,220	21,5	0,198
Отсев коксика (1,5-2,0)	10-25	10 СП	18	4454,2	1,222	6,2	0,11
		3 СП	15	3755,7	1,209	15,9	0,350
		20 ГЮТ	15	3729	1,223	9,6	0,210
		09 Г2	5	1289,1	1,238	14,6	0,915
		Итого:		13238,0	1,220	46,3	0,287
	30-90	10 СП	32	8049	1,192	0	0
		3 СП	15	4150,7	1,211	0	0
		20 ГЮТ	9	2234,7	1,223	1,9	0,0695
		09 Г2	9	2297,3	1,216	0	0
		Итого:		8911,9	1,203	1,9	0,0094
	90-120	10 СП	18	4076,1	1,225	58,8	1,06
		3 СП	6	1270,3	1,230	110,4	2,21
		20 ГЮТ	2	499,5	1,200	0	0
		09 Г2	3	728,4	1,226	13,0	1,489
		Итого:		9574,2	1,222	182,2	1,555
Отсев алюминиевой стружки (1,0-1,5)	0-8,0	10 СП	63	16043,2	1,203	3,2	0,016
		3 СП	34	8554,6	1,213	0	0
		Итого:		24597,8	1,206	3,2	0,008

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

- Колосов М.И., Строганов А.И., Смирнов Ю.Д., Охримович В.П. Качество слитка спокойной стали. М.: Metallургия, 1978. 408 с.
- Смирнов Ю.Д. // Бюл. института «Черметинформация». 1960. № 20. С. 37-39.
- Ефимов В.А. Разливка и кристаллизация стали. М.: Metallургия, 1976. 562 с.
- Шнееров Я.А., Коновалов Р.П., Поляков В.Ф. и др. // Разливка стали в слитки и их качество. М.: Metallургия, 1981. № 9. С.16-26.
- Ефимов В.А., Осипов В.П., Гребенюк В.П. Пути усовершенствования разливки стали. М.: Metallургиздат, 1963. 184 с.
- Коновалов В.С. // Проблемы стального слитка. М.: Metallургия, 1974. № 5. С. 375-380.
- Бакуменко С.П., Гуляев Б.Б., Верховец Э.В. Снижение отходов стального слитка. М.: Metallургия, 1986.
- Дудко Д.А., Крутиков Р.Г., Прохоренко К.К. Комплексное улучшение качества стальных слитков. Киев: Техника, 1968. 180 с.
- Дюдкин Д.А., Крупман Л.И., Максименко Д.М. Усадочные раковины в стальных слитках и заготовках. М.: Metallургия, 1983. 136 с.
- Якубович М.Я. Применение теплоизоляционных надставок, вкладышей, экзотермических материалов и синтетических шлаков при разливке стали. М.: Черметинформация, 1968. Сер. 6. Инф. 11. С. 8.
- Разливка спокойной стали под шлаковыми смесями. М.: Черметинформация, 1973. 62 с. (Материалы межвузовской школы).
- Физико-химические и теплофизические процессы кристаллизации стальных слитков. М.: Metallургия, 1967. 508 с.
- Gray R.W., Hawkin A.L. / Optimization of Steel Product. Yield. London, 1967. P. 15-27.
- Леви Л.И., Кантеник С.К. Литейные сплавы. М.: Высшая школа, 1967. 435 с.
- Самойлович Ю.А., Котляревский Е.М. // Разливка стали и качество слитка. Киев, 1971. С. 160-166.
- Ибраева О.Т., Торговец А.К., Ибраев И.К. Основные направления утилизации отходов флотации углей в металлургическом производстве // Материалы Междунар. научно-практической конф.: «Качество образования: Менеджмент, кредитная система обучения, достижения, проблемы». Экибастуз, 2006. С. 272-275.
- Камышев Г.Н., Якименко В.Н., Коростылев А.Г., Выдыборец В.А. Использование сталеплавильного шлака для утепления прибыльной части слитка // Сталь. 1995. № 10. С. 23-24.
- Поляков В.Ф., Миневич В.Я., Катель Л.М., Клевакин В.В. Утепление прибыльной части слитков спокойной стали эффективной экзотермической смесью // Там же. 1991. № 10. С. 21-24.
- Ибраев И.К., Богомяков В.И., Вареник В.И. и др. Утепление слитков спокойной стали // Там же. 1992. № 10. С. 65-68.
- Ибраев И.К., Цымбал В.П., Вареник В.И. и др. Разработка и внедрение экологически чистой технологии разливки спокойной стали // Там же. 1996. № 1. С. 54-57.

УДК 621.9101

Д.Т. ХОДЖИБЕРГЕНОВ

Особенности износа ротационного инструмента

А.К. ЖУСИПБЕКОВ

Принципиальные различия кинематики процессов ротационного и обычного резания определяют различие протекания износа инструмента. Причем разница заключается не только в интенсивности износа во времени, но и в форме образующихся площадок и их расположении. Так, при традиционном резании более интенсивный износ наблюдается по задней поверхности. Поэтому критерий износа до следующей переточки, как правило, назначается по величине фаски износа на задней поверхности. При ротационном резании это обстоятельство также наблюдается, но не всегда может служить критерием [1, 2] затупления инструмента. И перед нами стоит задача определить критерий износа для конкретного инструмента в условиях определенного вида обработки.

Для решения сформулированной задачи и определения особенностей изнашивания ротационного инструмента (РИ) были проведены экспериментальные исследования. Эксперименты проводились без применения смазочно-охлаждающих технологических средств, так как существенного нагрева РИ и обрабатываемых образцов в процессе резания не происходит.

Износ режущей чашки ротационного многолезвийного резца (рис. 1, а) происходит по обеим поверхностям равномерно, если $\alpha_c = 0^\circ$. Образуется кольцевая фаска износа, ширина которой для первого лезвия $h_3 = 0,3$ мм, второго $h_3 = 0,2$ мм, на 3 и 4 лезвиях соответственно износ еще меньше. После достижения $gn > 0,2$ мм силы резания возрастают. По достижении радиуса закругления последнего лезвия $gn > 0,2$ мм (при этом на первом лезвии $h_3 > 0,4$ мм) шероховатость обработанной поверхности увеличивается; что можно, на наш взгляд, определить как критерий необходимости переточки инструмента. Длительность работы инструмента до этого состояния, в зависимости от режимов резания и угла установки, больше в сравнении с обычным резанием в 10 и более раз. Так, при режимах $V = 50$ м/мин; $S = 0,1$ мм/об необходимо резать более 50 часов.

Режимы резания (рис. 2):

$V = 50$ м/мин; $S = 0,1$ мм/об; $\beta_y = 22^\circ$; $t = 1$ мм;
обрабатываемый материал сталь 45;
инструментальный материал Р6М5; $\beta_c = 25^\circ$, $\alpha_c = 65^\circ$;
1 — h_3 — средний;
2 — $h_3 \max$; 3 — $h_3 \min$

Высокая стойкость ротационного инструмента требует значительно большего объема времени для определения интенсивности износа. В связи с этим задняя поверхность инструмента затачивалась, как это показано на рис. 1, б. Интенсивность износа РИ показана на рис. 2.

При этом начальный (прирабочный) период составляет 3 ÷ 30 мин в зависимости от режимов резания. По задней поверхности образуется фаска износа ($h_3 = 0,2$ мм) в виде равномерной ленточки вдоль всего режущего лезвия (рис. 1, б). Постепенно ширина этой ленточки возрастает ($h_{3\min}$; $h_{3\max}$), достигая $h_{3\max} = 0,3$ мм, $h_3 = h_{3\min} = 0,2$ мм, стабилизируется. После

резания более 30 часов ($h_{3\max}$; h_3) износ резко возрастает (рис. 2).

Процесс резания затрудняется вследствие увеличения силы резания.

Анализ экспериментальных зависимостей (рис. 2) позволяет рекомендовать в качестве критерия затупления быстрорежущего инструмента фаску износа по задней поверхности, равную 0,35-0,4 мм, и время работы (для $V = 50$ м/мин; $S = 0,1$ мм; $\beta_y = 22^\circ$; $\beta = 20^\circ$) 30 часов.

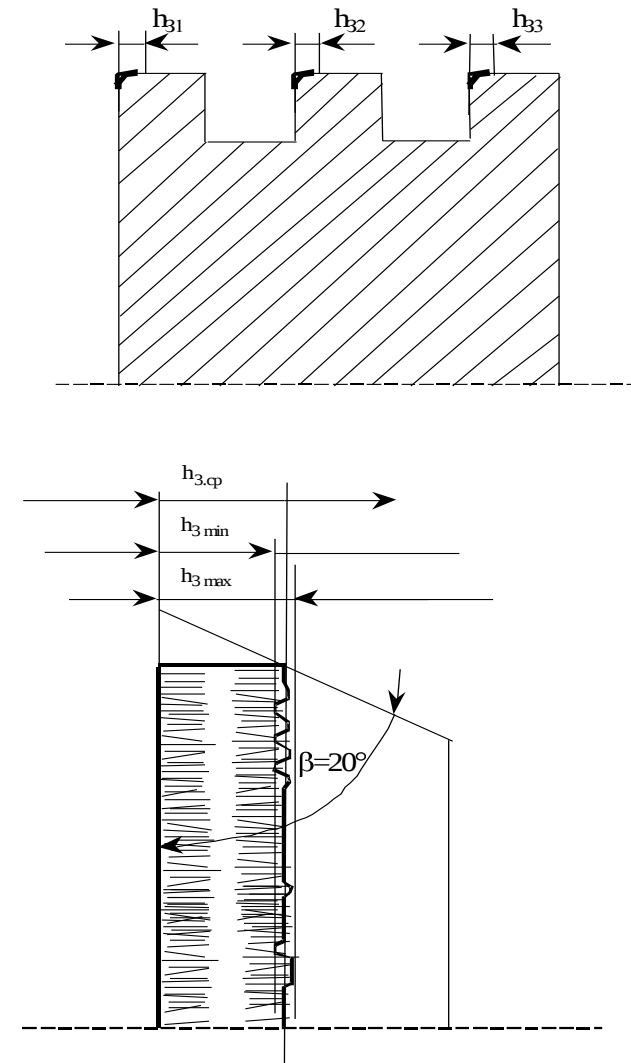


Рис. 1. Износ режущей кромки ротационного резца при обработке стали 45: а) при МРО; б) при однолезвийной РО

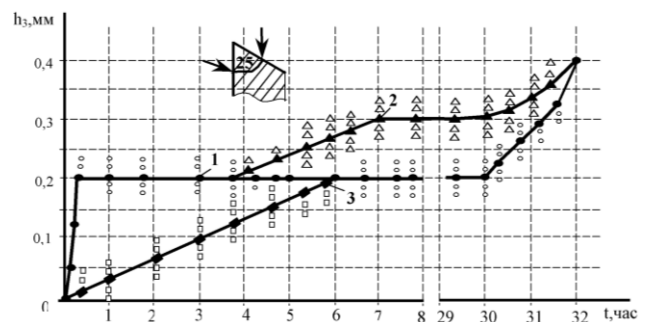


Рис. 2. Интенсивность износа РИ из быстрорежущей стали Р6М5

При изучении ротационного резца под микроскопом была определена картина износа его передней [3] и задней поверхностей.

По результатам исследований предлагаем рациональную конструкцию режущего инструмента для быстрорежущих и твердосплавных РИ. На рис. 3, а изображен твердосплавный РИ, для предотвращения выкрошивания и сколов которого по передней поверхности снимаем фаску $a_{1\gamma_1}$, параллельно оси инструмента на ширине «а» оставляем ленточку, затем остальная часть задней поверхности затачивается по $\alpha_1 > 0$.

Ширина фаски не более $a_1 = 0,5$ мм и угол $\gamma_1 > 45^\circ$. Ширина пояса, (ленточки) $a = 0,2$ мм. Значение α_1 согласно формуле 1.

Определим аналитическим путем кинематический угол α_k для определенного угла установки β_y .

$$\operatorname{tg} \alpha_k = \frac{\Delta t}{L} = \sqrt{\sin^2 \beta_y + \left(\frac{R+r-t}{r} \right)^2} - \frac{R+r-t}{r} \quad (1)$$

$$\Delta t = \sqrt{r^2 + (R+r-t)^2} - (R+r-t),$$

где h — высота 1-го лезвия от центра заготовки;

R — радиус заготовки;

r — радиус резца;

t — глубина резания;

$L = Li / 2$;

Li — толщина ротационного инструмента.

Определив для каждого определенного угла установки β_y значение α_k , затачив предварительно заданную поверхность инструмента (на значение α_k — расчетное), получить в кинематике $\alpha_k = 0^\circ$.

Заточку режущей части РИ из быстрорежущей стали Р6М5 производим в таком же порядке, не затрагивая переднюю поверхность (рис. 3, б).

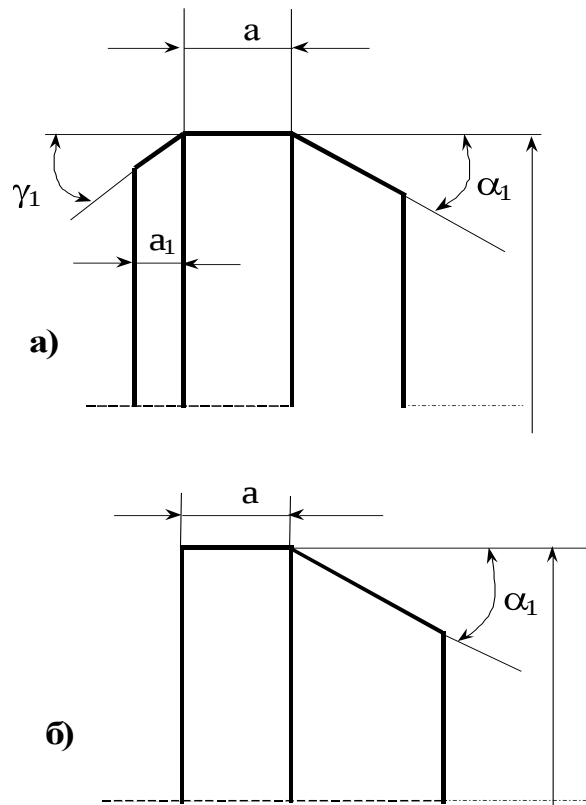


Рис. 3. Режущие части лезвия ротационного инструмента:
а) твердосплавный резец из ВК8;
б) быстрорежущая сталь Р6М5

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бабук Л.В., Федорцев В.А. Оценка виброустойчивости комбинированного ротационного инструмента в процессе обработки валов // Машиностроение. 1995. № 10. С.16-17.
2. Бобров В.Ф., Иерусалимский Д.Е. Работа деформации и трения на передней поверхности при резании инструментами, режущая кромка которых перемещается вдоль самой себя // Изв. вузов машиностроения. 1968. № 2. С. 153-156.
3. Ходжиберганов Д., Абраимов С., Камбарова О. Влияние режимов резания на стойкость и износ инструмента при ротационной обработке // Поиск. Сер. естественных и технических наук. 2006. № 2. С. 276-280.

УДК 661.771.07

А.Б. НАЙЗАБЕКОВ
К.А. НОГАЕВ

Расчет ковочных прессов в условиях эксцентрических нагружений, возникающих при поперечном сдвиге заготовок

Реализация поперечного сдвига заготовки инструментом [1] приводит к эксцентрическому приложению внешней нагрузки, что считается нежелательным явлением при эксплуатации кузнечного оборудования. Хотя при работе пресса свободнойковки допускаетсяковка с эксцентрическим приложением нагрузки, однако эксплуатация пресса должна проводиться в пределах допустимого эксцентриситета. В связи с этим интерес представляет расчет кузнечного оборудования в условиях эксцентрических нагружений.

Для расчета кузнечного оборудования в условиях эксцентрических нагружений, возникающих при поперечном сдвиге заготовок, используем расчетные

зависимости [2]. Рассматривается распространенная конструкция четырехколонного пресса, у которого плунжер среднего рабочего цилиндра жестко соединен с подвижной поперечиной, а плунжеры боковых цилиндров опираются на поперечину сферическими пятами.

Схема работы и размеры элементов пресса при поперечном сдвиге заготовки приведены на рис. 1. Здесь $P = P_1 + P_2$ — технологическое усилие; T — горизонтальная сила, действующая на верхний боек со стороны рабочей вставки; P_1 и P_2 — усилия среднего и бокового рабочих цилиндров соответственно; T_2 — сила, действующая на боковой плунжер; $X_1, X_2, X_3, N, M_1, M_2$ — силовые факторы одной колонны.

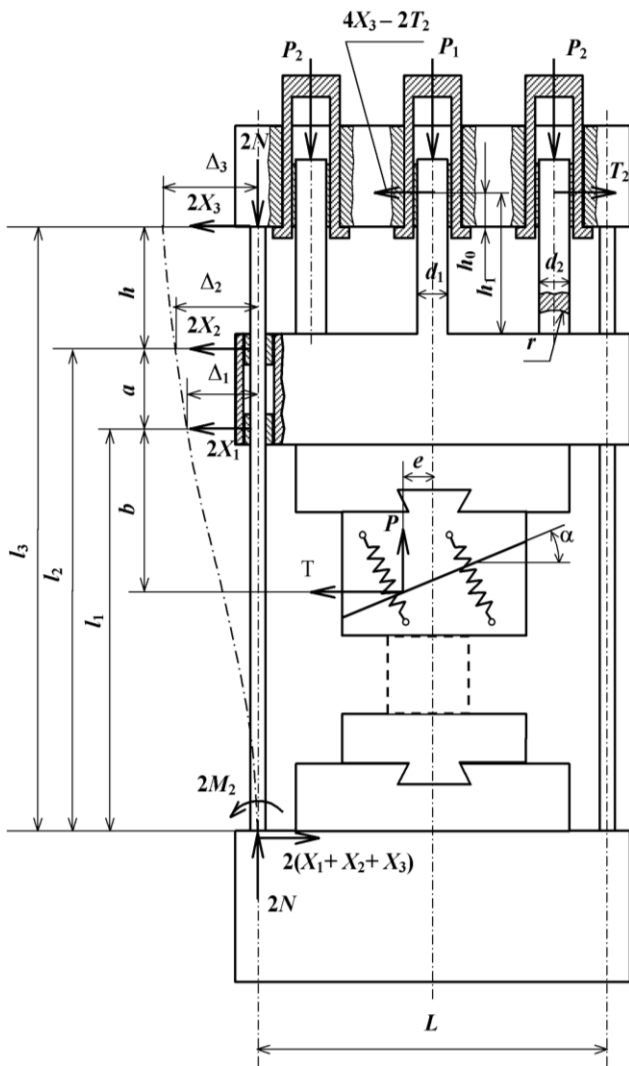


Рис. 1. Схема работы и размеры элементов пресса при поперечном сдвиге заготовки

По плану сил, построенному для рабочей вставки (рис. 2, б), горизонтальную силу T можно выразить через технологическое усилие P :

$$\dot{O} = \dot{D} \cdot \operatorname{tg} \alpha + \alpha_{\text{од}} , \quad (1)$$

где $\alpha_{\text{тр}}$ — угол трения между контактной поверхностью рабочей вставки и верхнего бойка.

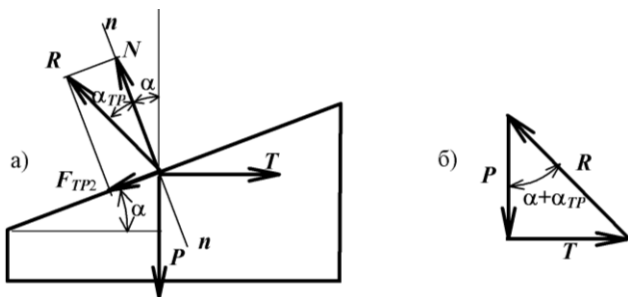


Рис. 2. Схемы к определению горизонтальной силы: а — силы, действующие на рабочую вставку; б — план сил

Условия равновесия подвижной поперечины с плунжерами, а также совместности их горизонтальных перемещений с колоннами можно описать системой трех уравнений:

$$\left. \begin{aligned} 4X_1 + 4X_2 + 4X_3 &= T, \\ 4X_2 a + 4X_3 \cdot a + h_0 + h &= T \cdot b + P \cdot e, \\ \Delta_1 + \frac{\Delta_2 - \Delta_1}{a} a + h_0 + h - \frac{4X_3 - 2T_2}{C_1} &= \Delta_3, \end{aligned} \right\} \quad (2)$$

где $C_1 = \frac{3E_1 0,05d_1^4}{h_1^3}$ — жесткость среднего плунжера

при изгибе;

E_1 — модуль упругости материала среднего плунжера.

Для определения перемещения $\Delta_1, \Delta_2, \Delta_3$ составляем систему канонических уравнений метода сил [3]:

$$\left. \begin{aligned} \Delta_1 &= \delta_{11} X_1 + \delta_{12} X_2 + \delta_{13} X_3, \\ \Delta_2 &= \delta_{21} X_1 + \delta_{22} X_2 + \delta_{23} X_3, \\ \Delta_3 &= \delta_{31} X_1 + \delta_{32} X_2 + \delta_{33} X_3. \end{aligned} \right\} \quad (3)$$

Для колонны (рис. 3) единичные перемещения δ_{ii} ($\delta_{11}, \delta_{22}, \delta_{33}$) и δ_{ij} ($\delta_{12}, \delta_{13}, \delta_{23}$) равны:

$$\left. \begin{aligned} \delta_{ii} &= \frac{l_i^3}{12EJ} \left(4 - 3 \frac{l_i}{l_3} \right), \\ \delta_{ij} &= \frac{l_i^3}{6EJ} \left[3 \frac{l_j}{l_i} \left(1 - 0,5 \frac{l_j}{l_3} \right) - 1 \right], \end{aligned} \right\} \quad (4)$$

где E — модуль упругости материала колонны;
 J — момент инерции колонны.

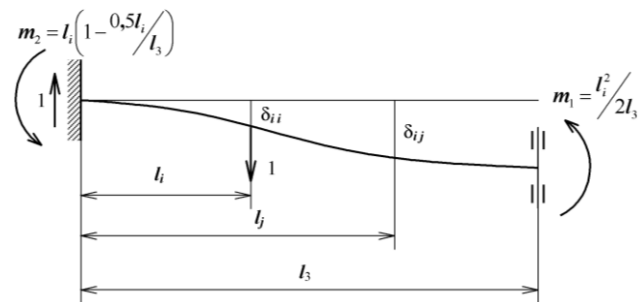


Рис. 3. Схема для определения единичных перемещений

С учетом значений $\Delta_1, \Delta_2, \Delta_3$, рассчитываемых по формуле (3), и выражая горизонтальную силу через силу P по формуле (1), запишем систему уравнений (2) в следующем виде:

$$\left. \begin{aligned} X_1 + X_2 + X_3 &= \frac{P \cdot \operatorname{tg} \alpha + \alpha_{\text{тр}}}{4}, \\ X_2 a + X_3 a + h_0 + h &= \frac{P \cdot [b \cdot \operatorname{tg} \alpha + \alpha_{\text{тр}} - e]}{4}, \\ X_1 \left[\delta_{12} - \delta_{11} \left(1 + \frac{h_0 + h}{a} \right) + \delta_{11} - \delta_{13} \right] + \\ + X_2 \left[\delta_{22} - \delta_{12} \left(1 + \frac{h_0 + h}{a} \right) + \delta_{12} - \delta_{23} \right] + \\ + X_3 \left[\delta_{23} - \delta_{13} \left(1 + \frac{h_0 + h}{a} \right) + \delta_{13} - \delta_{33} - \frac{4}{C_1} \right] &= -\frac{2T_2}{C_1}. \end{aligned} \right\} \quad (5)$$

Из системы уравнений (5) при известном значении T_2 можно определить X_1 , X_2 , X_3 . Величина T_2 зависит от условий взаимодействия бокового плунжера со сферической пяткой: отсутствия или наличия проскальзывания плунжера относительно пяты. По данным работы [2], указанная сила при отсутствии проскальзывания плунжера равна

$$T_2 = \frac{4X_3}{2 + \frac{C_1}{C_2}}, \quad (6)$$

а при его проскальзывании

$$T_2 = T_2^* \approx \frac{P_2 \cdot r \cdot f}{h_1}, \quad (7)$$

где $C_2 \approx \frac{3E_2 \cdot 0,05d_2^4}{h_1^3}$ — жесткость бокового плунжера

при изгибе;

E_2 — модуль упругости материала бокового плунжера;

f — коэффициент трения в сферической пяте.

В первом случае после подстановки (6) в систему уравнений (7) расчет сводится к определению неизвестных усилий X_1 , X_2 , X_3 и сравнению величины T_2 с T_2^* , вычисленной по формуле (7). Если $T_2 \leq T_2^*$, то расчет окончен, а если $T_2 > T_2^*$, то имеет место проскальзывание плунжера и неизвестные вычисляются по системе уравнений (5) с учетом формулы (7).

После определения X_1 , X_2 , X_3 по схеме (рис. 1) вычисляют моменты, действующие на колонну в местах

ее заземления:

$$\dot{I}_1 = \frac{1}{2l_3} X_1 l_1^2 + X_2 l_2^2 + X_3 l_3^2, \quad (8)$$

$$\dot{I}_2 = X_1 l_1 \left(1 - 0,5 \frac{l_1}{l_3}\right) + X_2 l_2 \left(1 - 0,5 \frac{l_2}{l_3}\right) + 0,5 X_3 l_3. \quad (9)$$

Из условия равновесия верхней поперечины определяется усилие растяжения-сжатия колонны:

$$N = 2 \frac{M_1 + X_3 h_0}{L}. \quad (10)$$

Расчет на прочность колонны проводится для опасного сечения, которую находят построением эпюр изгибающих моментов по условию [4]:

$$\sigma_N + \sigma_M \leq [\sigma], \quad (11)$$

где σ_N — напряжение от растягивающего усилия;

σ_M — напряжение от изгибающего момента;

$[\sigma]$ — допускаемое напряжение.

Выведенные зависимости применимы и для одноцилиндрового пресса. В этом случае $P_2=0$, $T_2=0$, $C_2=0$.

Таким образом, получены зависимости для расчета колонн пресса при деформировании заготовки инструментом, реализующим поперечный сдвиг. Полученные зависимости позволяют более точно учитывать влияние горизонтальных сил, характерных для работы оборудования в условиях эксцентрических нагрузений.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. А. с. № 14306. Республика Казахстан. Кузнечный инструмент / А.Б. Найзабеков, Ж.А. Ашкеев, К.А. Ногаев, А.А. Кулжабаева, С.С. Абаева. Опубл. 19.08.02.
2. Березин И.В., Найдковский Н.С., Готшлак Е.Н. К расчету колонн гидравлических прессов // Кузнечно-штамповочное производство. 1988. № 3. С. 21-23.
3. Писаренко Г.С. и др. Сопротивление материалов. Киев: Вища школа, 1973. 394 с.
4. Залесский В.И. Оборудование кузнечно-прессовых цехов. М.: Высшая школа, 1973. 632 с.

УДК 669.168

**Н.П. ГОЛОВACHEВ
А.М. ТОЛЫМБЕКОВ
М.Ж. ТОЛЫМБЕКОВ
Т.Д. ТАКЕНОВ
О.Е. ПРИВАЛОВ**

Освоение технологии производства высокоуглеродистого феррохрома с 1-2 % кремния

Диверсификация производства в ферросплавной отрасли предполагает, в первую очередь, расширение номенклатуры выплавляемой металлопродукции и повышение ее потребительских качеств, что реализуется производством новых марок ферросплавов в рудно-термических печах, а также их внепечной обработкой. В связи с возросшими потребностями рынка в высокоуглеродистом феррохроме с содержанием 1-2 % кремния на Аксуском заводе ферросплавов (АкЗФ) в 2001 г. были начаты поисковые промышленные испытания технологии выплавки такого сплава. Следует

заметить, что еще в 1996 г. (февраль-март) были проведены предварительные производственные испытания технологии выплавки феррохрома с пониженным содержанием хрома и повышенным — кремния (сплав «чардж-хром»). Так как в казахстанских хромовых рудах содержание оксида хрома высокое, а оксидов железа низкое, то для получения «чардж-хрома» в состав шихты вводили железную руду. Однако это привело к росту содержания серы в феррохроме до браковочного показателя (0,063 %), поэтому железную руду заменили железорудными окатышами. Было

выплавлено 3500 т феррохрома требуемого химсостава. Выявлены производственно-технологические трудности выплавки феррохрома с содержанием 1-2 % кремния:

1) целевой сплав весьма агрессивен по отношению к гарнису и футеровке печи, что осложняло закрытие летки и разрушало футеровку;

2) возрос вынос феррохрома со шлаком при выпуске сплава из печи;

3) высокая механическая прочность выплавленного сплава затрудняла его переработку до требуемых фракций, так как даже слиток феррохрома небольшой толщины дробился тяжело и плиты на дробилках вынужденно меняли каждые 2 суток, в то время как при дроблении обычного высокоуглеродистого феррохрома стойкость дробильных плит составляет 5-10 суток.

Указанное обстоятельство увеличило простои оборудования, снизило эффективность производства и повысило себестоимость продукции. Поэтому в 1996 г. было решено, что выплавка данного вида ферросплава на заводе не целесообразна. Однако изменившаяся конъюнктура рынка востребовала организовать выплавку высокоуглеродистого феррохрома с содержанием 1-2 % кремния. Опытные испытания по выплавке такого феррохрома были возобновлены на АкЗФ на печи № 23 типа РКГ-21 с мощностью трансформатора 21 МВА. Геометрические параметры печи: внутренний диаметр и глубина ванны — 7000 и 3200 мм, соответственно; диаметр распада электродов и диаметр электрода — 3490 и 1200 мм; число леток — 1 при магнезитовой футеровке плавильной зоны. До опытных испытаний печь выплавляла стандартный высокоуглеродистый феррохром с содержанием кремния < 0,5 %. Как следует из практики производства высокоуглеродистого феррохрома, наряду с хромом и железом частично восстанавливается и кремний: в зависимости от температуры процесса, количества кремнезема в шихте, избытка восстановителя против стехиометрии для восстановления хрома и железа в сплав. Содержание кремния в сплаве может составить 2-4 %, если применить в качестве флюса кварцит. При большом избытке углеродистого восстановителя содержание кремния в феррохроме при благополучном режиме процесса будет в пределах 5-8 % [1, 2]. Поэтому было решено увеличить доли кварцита и кокса в шихте. Намечено было установить навеску кусковой хромовой руды в количестве 300 кг, рядовой руды — 700 кг и кварцита — 50 кг на колошу шихты. Снижением доли кусковой руды (до 300 кг) полагалось уменьшить толщину рудного слоя в печи, так как при прохождении ферросплава через рудный слой он рафинируется не только от углерода, но и от кремния. Металлоконцентрат и оборотные отходы необходимо было вывести из шихты. Однако с учетом опасения расстройств хода печи за счет подачи в нее большого количества мелочи шихтовых материалов: колоша шихты была составлена из компонентов, кг:

хромовая руда кусковая и рядовая — по 500, кокс фракции 5-25 мм — 240, кварцит фракции 20-60 мм и металлоконцентрат — по 50, оборотные отходы — 100.

За первые сутки испытаний выпуски продуктов плавки проходили недостаточно бурно с постоянной подшуровкой. Трансформатор печи работал на 1-3 ступени напряжения, а перед выпуском металла и шлака переключали на 7-9 ступени. Выпуск продуктов плавки производили три раза в смену. За сутки работы навеска кокса была резко увеличена до 290 кг на колошу шихты, т.е. на 50 кг, что привело к технологическому расстройству хода процесса — работе печи с переизбытком восстановителя. Печь работала с полной нагрузкой на электродах и средней мощностью 15-17 МВт. Посадка электродов была не глубокой. Через день была изменена рудная составляющая колоши шихты на 600 кг рядовой и 400 кг кусковой хромовой руды, после чего возросло количество выбросов и глубинных обвалов на печи. Содержание кремния в феррохроме оставалось на уровне менее 0,5 %. В последующие сутки печь продолжала работать с явным избытком кокса на 9-11 ступени напряжения трансформатора: содержание оксида хрома в шлаке стало снижаться, выпуски протекали вяло с постоянной шуровкой. Шлак по количеству распределялся между выпусками неравномерно. Он плохо переливался в промежуточный ковш, а в разливочном ковше образовывал затвердевшую «корку». Производительность печи снизилась до 2 выпусков в отдельные смены. Через два дня на печи в феррохроме начало расти содержание кремния, а содержание углерода увеличилось до 9 %. В тот же день из навески колоши шихты были выведены хромовые оборотные отходы и металлоконцентрат, а навеска кокса была снижена на 60 кг и составила 230 кг на колошу. Навеска кокса в дальнейшем была уменьшена до 180 кг, и работа печи несколько улучшилась. Однако из-за инерционности печи высокое содержание углерода в металле удерживалось на одном уровне. При разливке металла в напольные изложницы визуально отмечалось его шипение, искрение и выделение бурого дыма, что показательно для повышенного содержания кремния в металле. Посменный химический состав металла и шлака за период кампании выплавки кремнистого феррохрома приведен в таблице.

Избыток восстановителя в ванне печи снизил производительность печного агрегата: при плановой производительности 65 т сплава хрома печь не дала за семь дней 50 т сплава хрома. Низкий удельный расход хромовой руды (3189 кг против 3578 кг по норме) также объясняется большим избытком кокса в шихте, что практически полностью восстановило хром, заданный рудой в печь. Вследствие чего содержание Cr_2O_3 в шлаке снизилось до 1 %. За время опытных испытаний было выплавлено 404 т феррохрома, из них 145 т с содержанием более 1 % кремния. При конъюнктурной необходимости технологический процесс выплавки кремнистого

высокоуглеродистого феррохрома будет отработан также на закрытой электропечи.

На Аксуском заводе ферросплавов одновременно с испытаниями по выплавке кремнистого феррохрома были проведены исследования по получению такого феррохрома посредством введения ферросиликохрома фракции 0-30 мм в ковш во время выпуска высокоуглеродистого феррохрома, то есть методом смешения твердого ферросиликохрома с жидким феррохромом [2]. Ферросиликохром подавали в разливочный ковш при его заполнении расплавом феррохрома примерно наполовину, так как дробленый ферросиликохром значительно легче расплавленного феррохрома, поэтому он реагирует, плавая на поверхности расплава феррохрома, затягиваясь в него падающей струей. Если подавать ферросиликохром ближе к концу выпуска, то у него не будет времени полнее прореагировать и основная ее масса будет вынесена в шлаковую чашу. Практически все добавки ферросиликохрома подавали на смешанную струю металла и шлака. При этом отмечалось бурное реагирование в ковше, сопровождавшееся кипением, а иногда с выплескиванием шлака. От жидкого феррохрома отбирали во время выпуска в ковш три пробы при разной высоте его наполнения, чтобы установить распределение кремния в раскисленном металле. При разливке металла на разливочной машине визуально наблюдались признаки повышения содержания кремния: поверхность слитков получалась более ровной, на сколе феррохром был пористым по

сравнению с необработанным сплавом. Этот эффект раскисления позволил снизить расход алюминия для раскисления феррохрома. Содержание кремния в феррохrome повысилось на 35 % проведенных опытов. Недостаточно высокое усвоение ферросиликохрома вызвано тем, что некоторые добавки его приходилось давать на струю с преобладанием шлака, или не успевший прореагировать ферросиликохром выносило в шлаковую чашу. Для увеличения выхода целевого феррохрома необходимо подавать ферросиликохром на струю металла или расплава с преобладанием металла. Гранулометрический состав ферросиликохрома, подаваемого в расплав феррохрома, %: фракции 0-5 мм — 51,1; — (5-10 мм) — 25,6; — (10-30 мм) — 23,3 мм, то есть содержание мелочи (< 5 мм) высокое.

При практическом равенстве насыпной массы ферросиликохрома и печного шлака высокоуглеродистого феррохрома мелкие фракции ферросиликохрома не пробивают слой шлака, запутываются в нем и не доходят до феррохрома. С увеличением количества ферросиликохрома, подаваемого в ковш, выход металла с повышенным содержанием кремния увеличился до 70 %. Наряду с увеличением содержания кремния в феррохrome концентрации углерода и серы в нем снижались. Таким образом, методом смешения твердого ферросиликохрома с жидким низкокремнистым высокоуглеродистым феррохромом в ковше был получен феррохром с содержанием 1-2 % кремния.

ХИМИЧЕСКИЕ СОСТАВЫ МЕТАЛЛА И ШЛАКА КАМПАНИИ ВЫПЛАВКИ КРЕМНИСТОГО
ВЫСОКОУГЛЕРОДИСТОГО ФЕРРОХРОМА

Дата	Смена	Химический состав феррохрома, %					Состав шлака, %	
		Cr	C	S	P	$Si_{жидк}/Si_{тв}$	SiO_2	Cr_2O_3
18.06	с 0.00,	70,2	7,95	0,05	0,020	0,5	31,6	3,9
	с 8.00,	70,3	7,50	0,05	0,022	0,5	31,8	4,1
	с 16.00	69,3	7,8	0,052	0,021	0,56	32,8	4,77
19.06	с 0.00,	69,4	8,07	0,056	0,023	0,5	33,7	3,40
	с 8.00,	69,2	8,36	0,043	0,022	0,5	34,7	2,75
	с 16.00	68,6	8,70	0,032	0,022	0,57(0,5)	33,1	2,11
20.06	с 0.00,	68,4	9,00	0,024	0,022	0,87/(0,81)	33,1	1,73
	с 8.00,	68,8	9,18	0,014	0,023	1,13/(1,22)	32,2	1,37
	с 16.00	67,9	9,05	0,012	0,023	1,38/0,00)	30,8	0,88
21.06	с 0.00,	68,3	9,04	0,014	0,023	1,43/0,14)	31,2	1,96
	с 8.00,	68,7	9,04	0,012	0,023	1,34	32,4	1,54
	с 16.00	67,9	8,94	0,015	0,022	1,18	33,8	1,99
22.06	с 0.00,	68,7	9,13	0,014	0,021	1,15	34,6	2,30
	с 8.00,	69,5	8,99	0,012	0,021	0,55	34,2	3,01
	с 16.00	69,6	8,95	0,015	0,020	0,52	36,0	4,05

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Елютин В.П., Павлов Ю.А., Левин Б.Е., Алексеев Е.М. Производство ферросплавов. М.: Metallургиздат, 1957. 436 с.
2. Бобкова О.С. Силикотермическое восстановление металлов. М.: Metallургия, 1981. 312 с.

УДК 621.744.3÷669.018

А.З. ИСАГУЛОВ
В.Ю. КУЛИКОВ
Ю.Н. КАЧАНОВА

Определение напряжения ползучести и релаксации дисперсных смесей

Многообразие дисперсных систем, их важное прикладное значение определяют необходимость глубокого изучения их свойств и разработки методов физико-механического управления свойствами на разных стадиях технологических процессов обработки дисперсных систем. Указанное полностью относится и к процессу формообразования.

При этом основной проблемой является построение математической модели деформирования слоя дисперсных материалов. То обстоятельство, что эта проблема до настоящего времени не нашла окончательного решения, связано с наличием ряда дополнительных параметров состояния и с существенной сложностью уравнений состояния.

Из-за сложных реологических свойств даже такой идеальной среды, какой является сухой песок, исследователям пока не удается найти адекватных определяющих уравнений. Присутствие в смеси смолы приводит к проявлениям вязких свойств из-за поверхностных эффектов в дисперсных материалах. Наличие её в смеси не только меняет параметры механических свойств в количественном отношении, но также приводит и к заметным вязкостным эффектам. Наконец, присутствие в парах слоя воздуха обуславливает особые аномальные эффекты. В этой связи наряду с теоретическими построениями значительное внимание необходимо уделить экспериментальному выявлению дополнительных параметров состояния дисперсного слоя. Проблема осложняется еще и тем, что формообразование осуществляется под воздействием давления газового потока. Это требует целенаправленного исследования газомеханики процесса. В первую очередь это относится к влиянию импульсов нагружения на прочность формовочной смеси. Анализ циклических воздействий на смесь важен как в связи с изучением эффекта импульсов разных мощностей на эффективные упругие модули дисперсной среды, так и с точки зрения изменений парового объема, угла внутреннего трения и сдвиговой прочности.

Нелинейная деформация дисперсной среды обусловлена, в основном, различным характером зависимости упругой, вязкой и пластической деформации от напряжения. Упругая деформация зависит от напряжения линейно, а пластическая и вязкая (зависят от вязкости связующего, в том числе и величины и скорости нагрева дисперсной смеси) связана с напряжением нелинейно. Составляющую вязкой части деформации определим из дифференциального уравнения $\sigma = 3 \cdot \eta_c \cdot \dot{\varepsilon}_c$ с учетом $\eta_c = \eta_0 \cdot (1 + q \cdot t)$ [1]

где σ — напряжение;

η_c — коэффициент вязкости;

$\dot{\varepsilon}_c$ — скорость деформации;

η_0 — коэффициент вязкости в момент времени $t=0$;

q — поправочный коэффициент изменения вязкости песчано-смоляной среды.

$$\sigma = \eta_0 \cdot (1 + q \cdot t) \cdot \frac{d\varepsilon_a}{dt}.$$

Так как нагрузка в смеси статическая и нагружение в целом производится с постоянной

скоростью, то зададимся граничным условием $\dot{\sigma} = const$. Тогда, проведя разделение переменных и проинтегрировав каждую часть, получим вязкую составляющую

$$\varepsilon_a = \frac{\sigma}{\eta_0 \cdot q} \cdot \ln(1 + q \cdot t).$$

Составляющую пластической деформации определим из $\sigma = 3 \cdot \lambda \cdot \varepsilon_n$ аналогичным образом

$$\varepsilon_i = \frac{\sigma}{\lambda_0 \cdot w} \cdot \ln(1 + w \cdot t).$$

где λ_0 — модуль пластичности в момент времени $t=0$;
 w — поправочный коэффициент изменения пластичности песчано-смоляной среды.

В таком случае закон деформирования смеси при воздействии статической нагрузки [1] можно представить зависимостью (1):

$$\varepsilon = \frac{\sigma}{A} + \frac{\sigma}{\lambda_0 \cdot w} \cdot \ln(1 + w \cdot t) + \frac{\sigma}{\eta_0 \cdot q} \cdot \ln(1 + q \cdot t), \quad (1)$$

где ε — деформация смеси;

σ — напряжение смеси под воздействием нагрузки;

E — модуль упругости.

Обозначим $\lambda_0 \cdot w = E/a$, $\eta_0 \cdot q = E/b$, где a , b — коэффициенты пропорциональности. Тогда

$$\begin{aligned} \varepsilon &= \frac{\sigma}{A} + \frac{\sigma}{A} \cdot \ln(1 + w \cdot t) + b \cdot \frac{\sigma}{E} \cdot \ln(1 + q \cdot t) = \\ &= \frac{\sigma \cdot 1 + \dot{a} \cdot \ln(1 + w \cdot t) + b \cdot \ln(1 + q \cdot t)}{A}. \end{aligned}$$

Обозначим $\sigma \cdot 1 + \dot{a} \cdot \ln(1 + w \cdot t) + b \cdot \ln(1 + q \cdot t) = \sigma_\phi$,

где σ_ϕ — напряжение, которое следовало бы приложить к дисперсной песчано-смоляной среде с модулем упругости E в случае линейного деформирования для того, чтобы вызвать деформацию, равную получаемой от фактического напряжения σ у дисперсной среды, деформирующейся нелинейно с модулем упругости E , модулем пластичности λ_0 и коэффициентом вязкости η_0 .

В неравновесном состоянии напряжение уравнивается упругим и вязкопластическим сопротивлением. Отсюда:

$$\sigma_\phi = \sigma \cdot [1 + \dot{a} \cdot \ln 1 + w \cdot t + b \cdot \ln 1 + q \cdot t] = E \cdot \varepsilon + E \cdot \tau \cdot \frac{d\varepsilon}{dt},$$

где ε — неравновесная деформация;

$E \cdot \tau$ — линейная вязкость.

$$\sigma = \frac{A}{1 + \dot{a} \cdot \ln 1 + w \cdot t + b \cdot \ln 1 + q \cdot t} \cdot \left(\varepsilon + \tau \cdot \frac{d\varepsilon}{dt} \right).$$

В начальный момент времени до воздействия на смесь статической нагрузкой ($t = 0$):

$$\sigma_0 = \frac{A_0}{1} \cdot \left(\varepsilon_0 + \tau_0 \cdot \frac{d\varepsilon_0}{dt} \right),$$

где E_0 , ε_0 , τ_0 — соответственно модуль упругости, деформация смеси и период ползучести в момент времени $t = 0$.

Напряжение в смеси с приложенной нагрузкой и тепловым воздействием на смесь:

$$\sigma_0 = \sigma_1 \cdot [1 + \dot{\alpha}_1 \cdot \ln 1 + w \cdot t + b_1 \cdot \ln 1 + q \cdot t] = E_1 \cdot \left(\varepsilon_1 + \tau_1 \cdot \frac{d\varepsilon_1}{dt} \right).$$

Таким образом, можно записать:

$$E_0 \varepsilon_0 + E_0 \tau_0 \cdot \frac{d\varepsilon_0}{dt} = \sigma_0,$$

$$E_1 \varepsilon_1 + E_1 \tau_1 \cdot \frac{d\varepsilon_1}{dt} = \sigma_1 \cdot 1 + \dot{\alpha}_1 \cdot \ln(1 + w \cdot t) + b_1 \cdot \ln(1 + q \cdot t),$$

где $E_1, \varepsilon_1, \tau_1$ — соответственно модуль упругости, деформация смеси и период ползучести в момент времени $t = t_1$.

Для упрощения заменим $(1 + q \cdot t) = C, (1 + w \cdot t) = D$.

Решение проведем аналогично, как показано в [1]. В результате совместного решения системы относительно ε , где $\varepsilon = \varepsilon_0 + \varepsilon_1$, ($\varepsilon_0, \varepsilon_1$ — начальное и текущее значение деформации соответственно) получаем следующее дифференциальное уравнение (2):

$$E_0 \cdot E_1 \cdot \tau_0 \cdot \tau_1 \cdot \frac{d^2 \varepsilon}{dt^2} + E_0 \cdot E_1 \cdot \tau_0 + E_0 \cdot E_1 \cdot \tau_1 \cdot \frac{d\varepsilon}{dt} + E_0 \cdot E_1 \cdot \varepsilon = [E_0 \cdot \tau_0 + E_1 \cdot \tau_1 + E_0 \cdot \tau_0 \cdot 1 + \dot{\alpha}_1 \cdot \ln C + b_1 \cdot \ln D + E_1 \cdot \tau_1] \times \frac{d\sigma}{dt} + [E_0 + E_1 + E_0 \cdot 1 + \dot{\alpha}_1 \cdot \ln C + b_1 \cdot \ln D + E_1] \cdot \sigma.$$

Рассмотрим деформирование смеси при нагружении с постоянной скоростью, тогда: $\dot{\sigma} = \text{const}$, $d\sigma/dt = \dot{\sigma}$, $\sigma = \dot{\sigma} \cdot t$. В таком случае уравнение (2) примет вид:

$$E_0 \cdot E_1 \cdot \tau_0 \cdot \tau_1 \cdot \frac{d^2 \varepsilon}{dt^2} + E_0 \cdot E_1 \cdot \tau_0 + E_0 \cdot E_1 \cdot \tau_1 \cdot \frac{d\varepsilon}{dt} + E_0 \cdot E_1 \cdot \varepsilon = [E_0 \cdot \tau_0 + E_1 \cdot \tau_1 + E_0 \cdot \tau_0 \cdot 1 + \dot{\alpha}_1 \cdot \ln C + b_1 \cdot \ln D + E_1 \cdot \tau_1] \times \dot{\sigma} + [E_0 + E_1 + E_0 \cdot 1 + \dot{\alpha}_1 \cdot \ln C + b_1 \cdot \ln D + E_1] \cdot \sigma \cdot t.$$

Общим решением этого уравнения является функция

$$\varepsilon = A_1 e^{\alpha_1 t} + A_2 e^{\alpha_2 t} + B_1 t + B_2, \quad (4)$$

где α_1, α_2 — корни уравнения $\tau_0 \cdot \tau_1 \alpha^2 + (\tau_0 + \tau_1) \cdot \alpha + 1 = 0$,

$$\text{откуда находим } \alpha_1 = -\frac{1}{\tau_0}, \alpha_2 = -\frac{1}{\tau_1}. \quad (5)$$

A_1, A_2 — постоянные интегрирования.

$$B_1 = \left[\frac{\tau_0}{\dot{A}_1} + 2 \cdot \frac{\tau_1}{\dot{A}_0} + \frac{\tau_0}{\dot{A}_1} \cdot (1 + \dot{\alpha}_1 \cdot \ln C + b_1 \cdot \ln D) \right] \dot{\sigma},$$

$$B_2 = \left[\frac{1}{\dot{A}_1} + \frac{2}{\dot{A}_0} + \frac{1}{\dot{A}_1} \cdot (1 + \dot{\alpha}_1 \cdot \ln C + b_1 \cdot \ln D) \right] \dot{\sigma}.$$

Для определения постоянных интегрирования учитываем, что при $t = 0$

$$\varepsilon = \frac{d\varepsilon}{dt} = 0.$$

Из уравнения (4) вытекает, что при $t = 0$:

$$A_1 + A_2 + B_2 = 0. \quad (6)$$

Из условия $\frac{d\varepsilon}{dt} = 0$

$$A_1 \cdot \alpha_1 + A_2 \cdot \alpha_2 + B_1 = 0. \quad (7)$$

Решаем совместно (6) и (7) и находим:

$$A_1 = \frac{B_2 \cdot \alpha_2 - B_1}{\alpha_1 - \alpha_2}, \quad A_2 = \frac{B_1 - B_2 \cdot \alpha_1}{\alpha_1 - \alpha_2}.$$

Далее подставляем вместо α_1 и α_2 их значения из (5) и получаем:

$$A_1 = \frac{\tau_0 \cdot B_2 + B_1 \cdot \tau_1}{\tau_1 - \tau_0}, \quad A_2 = \frac{\tau_1 \cdot B_1 - \tau_0 \cdot B_2}{\tau_0 - \tau_1}.$$

Исключая из (4) $\alpha_1, \alpha_2, A_1, A_2$ на основании полученных для них значений, получаем следующую зависимость:

$$\varepsilon = \frac{\tau_0 \cdot \dot{A}_2 + \dot{A}_1 \cdot \tau_1}{\tau_1 - \tau_0} \cdot \dot{\sigma} \cdot \frac{t}{\tau_0} + \frac{\tau_1 \cdot \dot{A}_1 \cdot \tau_0 + \dot{A}_2}{\tau_0 - \tau_1} \cdot \dot{\sigma} \cdot \frac{t}{\tau_1} + \dot{A}_1 \cdot t + \dot{A}_2. \quad (8)$$

$$\text{Здесь } t = \frac{\sigma}{\dot{\sigma}}.$$

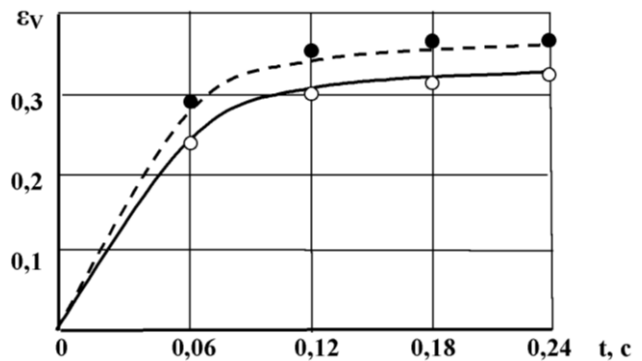
При $a_1 = a_0 = b_1 = b_0 = 0$:

$$B_1 = \left[\frac{\tau_0}{\dot{A}_1} + 2 \cdot \frac{\tau_1}{\dot{A}_0} + \frac{\tau_0}{\dot{A}_1} \right] \dot{\sigma}; \quad B_2 = \left[\frac{1}{\dot{A}_1} + \frac{2}{\dot{A}_0} + \frac{1}{\dot{A}_1} \right] \dot{\sigma}.$$

При подстановке этих частных значений в (8) получаем зависимость (9):

$$\varepsilon = \frac{\tau_0 \cdot \left[\left(2 \cdot \frac{\tau_1}{\dot{A}_0} + 2 \cdot \frac{\tau_0}{\dot{A}_1} \right) \cdot \dot{\sigma} \cdot \tau_1 + \left(\frac{2}{E_1} + \frac{2}{E_0} \right) \cdot \dot{\sigma} \right]}{\tau_1 - \tau_0} \cdot \dot{\sigma} \cdot \frac{t}{\tau_0} + \frac{\tau_1 \cdot \left[\left(2 \cdot \frac{\tau_1}{\dot{A}_0} + 2 \cdot \frac{\tau_0}{\dot{A}_1} \right) \cdot \dot{\sigma} \cdot \tau_0 + \left(\frac{2}{E_1} + \frac{2}{E_0} \right) \cdot \dot{\sigma} \right]}{\tau_0 - \tau_1} \cdot \dot{\sigma} \cdot \frac{t}{\tau_1} + \left(2 \cdot \frac{\tau_0}{E_1} + 2 \cdot \frac{\tau_1}{E_0} \right) \cdot \dot{\sigma} \cdot t + \left(2 \cdot \frac{1}{E_1} + 2 \cdot \frac{1}{E_0} \right) \cdot \dot{\sigma}. \quad (9)$$

Таким образом, можно определить деформацию дисперсной песчано-смоляной смеси в зависимости от скорости напряжений и времени, учитывая упругую, вязкую, пластичную составляющие деформации. Сравнение теоретических и практических [2, 3] результатов приведено на рисунке.



Сравнение теоретических и экспериментальных данных распределения деформации песчано-смоляной смеси во времени:

сплошная линия — эксперимент, пунктирная — расчет

Определим величину напряжений при ползучести песчано-смоляной смеси. Так как $\sigma = const$, то $\dot{\sigma} = 0$ и с учетом $\tau_0 = 0$, получим из уравнения (9)

$$\varepsilon = \left(-\frac{2\tau_1}{E_0} e^{-\frac{t}{\tau_1}} \right) \sigma + \left(\frac{2\tau_1}{E_0} \right) \sigma = \sigma \left[\frac{2\tau_1}{E_0} \left(1 - e^{-\frac{t}{\tau_1}} \right) \right]. \quad (10)$$

Зависимость (10) есть уравнение ползучести песчано-смоляной смеси при приложенной статической нагрузке на смесь.

Теперь определим напряжение релаксации. При этом в уравнении (3) положим $\varepsilon = \varepsilon_D = const$. Следовательно, $\dot{\varepsilon} = 0$ и тогда

$$E_0 \cdot E_1 \cdot \varepsilon_D = \left[E_0 \cdot \tau_0 + E_1 \cdot \tau_1 + E_0 \cdot \tau_0 \cdot 1 + \dot{\alpha}_1 \cdot \ln C + b_1 \cdot \ln D + \right. \\ \left. + E_1 \cdot \tau_1 \right] \cdot \frac{d\sigma}{dt} + \left[E_0 + E_1 + E_0 \cdot 1 + \dot{\alpha}_1 \cdot \ln C + b_1 \cdot \ln D + E_1 \right] \cdot \sigma.$$

Откуда

$$\frac{d\sigma}{dt} = \frac{E_0 E_1 \varepsilon_D - \left[E_0 + 2E_1 + E_0 \cdot 1 + \alpha_1 \ln C + b_1 \ln D \right] \sigma}{E_0 \tau_0 + E_1 \tau_1 + E_0 \tau_0 \cdot 1 + \alpha_1 \ln C + b_1 \ln D + E_1 \tau_1}. \quad (11)$$

При $\frac{d\sigma}{dt} = 0$, $\sigma = \sigma_P$, где σ_P — равновесное значение после релаксации. Из (11) получим

$$E_0 E_1 \varepsilon_D - \left[E_0 + 2E_1 + E_0 \cdot 1 + \alpha_1 \ln C + b_1 \ln D \right] \sigma_D = 0,$$

откуда $\left[E_0 + 2E_1 + E_0 \cdot 1 + \alpha_1 \ln C + b_1 \ln D \right] \sigma_D = E_0 E_1 \varepsilon_D$.

Для частного случая, когда смесь деформируется линейно $\alpha_1 = b_1 = 0$ и, тогда $2E_0 + 2E_1 \cdot \sigma_D = E_0 \cdot E_1 \cdot \varepsilon_D$.

Из полученного равенства можно определить конечное напряжение релаксации, которое будет определяться по формуле (12)

$$\sigma_D = \frac{E_0 \cdot E_1 \cdot \varepsilon_D}{2 \cdot E_0 + E_1}. \quad (12)$$

Зависимость (12) есть уравнение релаксации песчано-смоляной смеси при приложенной статической нагрузке на смесь.

Таким образом, нелинейная деформация дисперсной песчано-смоляной среды обусловлена различным характером зависимости упругой, вязкой и пластической деформации от напряжения. Получены уравнения релаксации и ползучести дисперсной песчано-смоляной смеси под статической нагрузкой.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Иноземцев А.А. Сопротивление упруговязких материалов. Л.: Стройиздат, 1966. 168 с.
2. Матвеев И.В., Исагулов А.З., Дайкер А.А. Динамические и импульсные процессы и машины для уплотнения литейных форм. Алматы: Гылым (Наука), 1998. 345 с.
3. Исагулов А.З., Матвеев А.З., Егоров В.В. Скоростное прессование литейных форм // Автомобильная промышленность. 1984. № 6. С. 27-29.

УДК 004.942:621.791.75

О.В. РЕЙТАРОВ

Автоматизированный расчет объемных температурных полей и упругопластических напряжений и деформаций, возникающих при электродуговой сварке в элементах крановых металлоконструкций

Для учета влияния электродуговой сварки на прочность крановой металлоконструкции необходимо уметь рассчитывать остаточные напряжения и деформации, возникающие при упрочнении расплавленного металла шва и околошовной зоны. Существующие теоретические методы [1] не позволяют получить целостную картину напряженно-деформированного состояния (НДС), поэтому целесообразно разработать унифицированную методику расчета с применением системы автоматизированного анализа на основе метода конечных элементов (МКЭ).

В качестве средства автоматизированного расчета выбран программно-методический комплекс Ansys — это общецелевой программный продукт, который позволяет моделировать объекты проектирования различных физических полей. Для перехода от решения тепловой задачи к решению механической задачи в нем используется возможность связи нескольких физических полей.

При решении объемной температурной задачи потребуются восьмиузловой трехмерный конечный элемент SOLID70. У него имеется одна степень свободы — температура (TEMP). Он может принимать нагрузку в виде теплового потока. Результатом решения является множество узловых данных, состоящих из тепловых напряжений и температуры по всему объему исследуемой пластины.

Разделим тепловую задачу на два этапа:

1) сварочный цикл, на котором моделируется приложение теплового потока от движущегося источника тепла и нагрев шовной и околошовной зоны до температуры разупрочнения стали ($>600^\circ\text{C}$);

2) цикл остывания после сварки, во время которого моделируется остывание образца до комнатной температуры ($+15^\circ\text{C}$).

Построим модель металлической пластины размером $200 \times 55 \times 5$ мм. С одного торца применим условие адиабатического теплообмена (тепловая симметрия — отсутствие переноса тепла через данную плоскость). Таким образом, для экономии

вычислительных ресурсов модель уменьшается по сравнению с реальным объектом в два раза.

Размер конечного элемента (КЭ) принимается 2,5х2,5х1 мм на основании ряда опытов, которые показали удовлетворительную сходимость при таком способе разбиения на КЭ.

Исходные данные: сила тока источника сварки $I=100$ А, напряжение дуги $U=25$ В, мощность на выходе: $Q=2,5$ кВт, КПД $Nu=0,7$. Нагрузка прикладывается в виде теплового потока, распределенного по нормальному закону распределения, к верхней поверхности пластины.

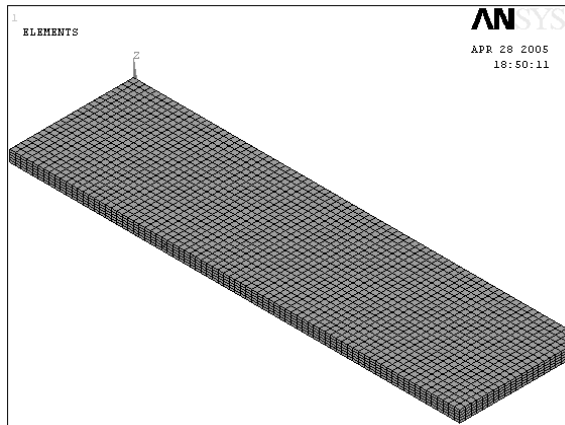


Рис. 1. Конечно-элементная модель

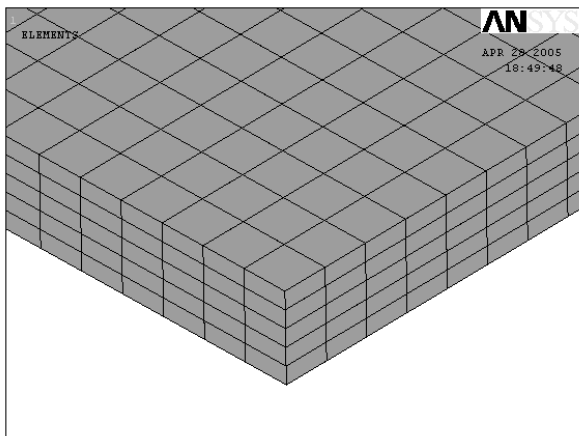


Рис. 2. Крупный план модели

Согласно [1] распределение теплового потока по поверхности полубесконечной пластины при сварке встык находится по формуле:

$$q_2 = q_{2m} e^{-kr}, \quad (1)$$

где q_2 — поток в любой точке;

q_{2m} — максимальное значение в центре сварочной ванны;

k — коэффициент концентрации теплового потока;
 r — расстояние от центра сварочной ванны. Тогда применительно к условиям задачи можно составить закон приложения теплового потока:

$$q_{2m} = qk/\pi. \quad (2)$$

Выведем зависимость $q(x,y)$, пригодную для ввода в ANSYS на языке APDL:

$$q(X,Y) = q_{2m} \exp(-k \sqrt{(X_0 - X)(X_0 - X) + (Y_0 - Y)(Y_0 - Y)}), \quad (3)$$

где X, Y — любая (скользящая) координата на

поверхности пластины;

X_0, Y_0 — координаты центра приложения нагрузки (центра сварочной ванны).

После прохождения сварочного источника вдоль сварного шва получим температурные поля (рис. 3).

После применения тепловой нагрузки (моделирования сварки), необходимо остудить заготовку. Для этого на втором этапе используется экспоненциальный закон изменения шага времени:

$$T_i = 0.5 * \exp(i/10). \quad (4)$$

При решении второй стадии задачи накапливаются данные о тепловых нагрузках, которые возникают в пластине, остывающей в условиях естественной конвекции.

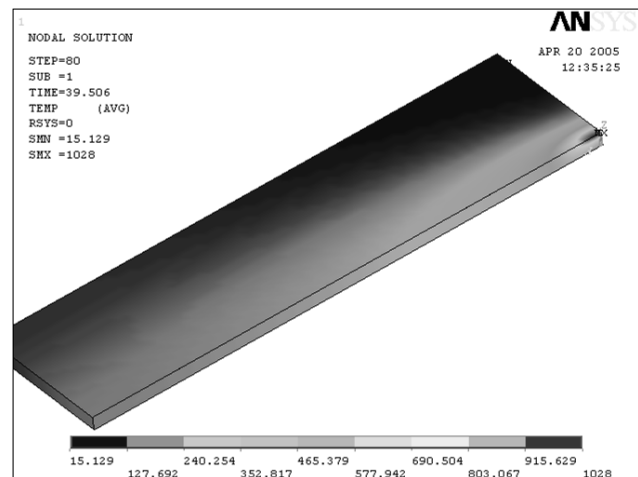


Рис. 3. Температурные поля после прохода сварочного источника тепла

Анализ полученных данных обнаруживает следующие особенности:

- 1) временное распределение температуры является кометообразным;
- 2) расчетная область расплавления металла повто-

ряет форму очертаний сварочной ванны.

После накопления всех данных, а именно 80 шагов нагружения на этапе сварки и 120 шагов остывания, становится возможным решение термомеханической задачи.

Решение термомеханической задачи основано на использовании накопленных результатов решения тепловой задачи. Исходные данные для 200 шагов нагружения последовательно считываются из файла результатов.

При решении с помощью неявного метода конечных элементов возникают проблемы со сходимостью во время поиска решения, т.к. накопленные пластические деформации велики. Эту проблему можно решить, если изменить условие сходимости. Подходящим критерием является величина узловых перемещений.

При анализе результатов решения объемной термомеханической задачи с распределенным источником тепла второго рода выяснено, что значения временных напряжений и деформаций являются более точными по сравнению с такими способами тепловложения, как моментальный или движущийся линейный. В меньшей степени изменилась величина остаточных напряжений и деформаций, в основном уточнено распределение НДС по толщине.

Выводы:

1. Современные расчетные методы позволяют создавать уточненные модели для оценки прочности

несущих конструкций. Основываясь на данном подходе, возможно исследовать образование и влияние объемного НДС на прочность изделия.

2. Наиболее эффективным методом исследования термомеханических процессов, возникающих в процессе сварки изделий, в силу своей точности и универсальности является МКЭ.

3. Точность оценки временного и остаточного НДС в процессе сварки существенно зависит от принятой тепловой модели источника сварки.

4. Уточнение геометрической модели изделия зоны сварного соединения в большей степени сказывается на результатах расчета временных и в меньшей степени на результатах расчета остаточных напряжений и деформаций.

5. Объемность напряженного состояния как в процессе сварки, так и после остывания сварного соединения существенно зависит от принятой модели тепловложения.

Блочный-иерархический подход при компьютерном моделировании сварки позволяет сформулировать рекомендацию использовать упрощенные методы для получения НДС при моделировании на макроуровне (моментальное тепловложение от условного приведенного источника тепла или использовать движущийся линейный точечный источник тепла), а после обнаружения проблемной области при необходимости провести уточненный расчет, описанный в данной статье на микроуровне.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Лебедев Б.Д. Расчеты в теории сварочных процессов. Киев: НМК ВО, 1992. 320 с.
2. Ueda Y. and Yamakawa T. Analysis of Thermal Elastic-Plastic Stress and Strain during Welding by Finite Element Method. — In: Transactions of the Japan Welding Society. 1971. V.2. No.2. P. 90-100.

УДК 624.137.4(088.8)

А.А. ГАНЮКОВ

Расчет на прочность фрезерного рабочего органа землеройной машины, работающей в глинистом растворе

В последнее время в Казахстане резко увеличились объемы строительного производства. При этом нулевой цикл работ часто приходится производить в стесненных условиях городской или промышленной застройки, высокого уровня грунтовых вод, без остановки действующего производства, с обеспечением необходимой устойчивости грунтовых массивов от обрушения. В наибольшей степени этим условиям отвечает способ строительства подземных сооружений «стена в грунте». Сущность его заключается в проходке узких и глубоких траншей под слоем глинистого тиксотропного раствора с последующим заполнением их бетоном, глиноцементными смесями или сборными железобетонными элементами. Глинистый раствор служит для удержания стенок траншеи от обрушения. Этим способом можно строить: технологические подвалы, тоннели метро, подземные гаражи и склады, приемные бункера, подпорные стенки, насосные станции и др. Ведущей операцией технологического

процесса строительства способом «стена в грунте» является разработка траншеи в грунте. Траншея разрабатывается удлиненными обратными лопатами экскаваторов, грейферами, фрезерными и бурильными машинами. Так как рабочие органы (РО) вышеперечисленных машин работают в среде большой плотности, то их конструкции, помимо нагрузки от сил резания, испытывают дополнительные нагружения от глинистого раствора. Однако до настоящего времени при проектировании машин практически не уделялось внимание прочностному расчету рабочих органов землеройных машин, работающих в глинистом растворе. В связи с этим встает необходимость установления зависимости, определяющей конструктивные и прочностные параметры РО землеройных машин в зависимости от сил сопротивления фрезерованию грунта и нагружения глинистого раствора.

Покажем величину и характер нагружения фрезерного РО землеройной машины при разработке

грунта под давлением глинистого раствора. Фрезерный РО представляет собой стальной толстостенный цилиндр с резцами на боковой поверхности. Цилиндрическая фреза вращается с постоянной угловой скоростью ω и движется со скоростью подачи V (рис. 1). Для землеройных машин $\omega \gg V$. Глинистый тиксотропный раствор представляет собой вязкопластичную среду большой плотности, до 2 т/м^3 . Впервые целый ряд теоретических и экспериментальных исследований по установлению сил сопротивления движению рабочих органов фрезерных машин в среде глинистого раствора был проведен А.С. Кадыровым [1]. Для цилиндрических тел были установлены следующие зависимости момента сил сопротивления при шведовском режиме течения:

$$M_C = R_C R, \quad (1)$$

где M_C — момент сил сопротивления;

$$R_C = F \frac{\eta_1 \varepsilon E_1 E_2 + \sigma_0 t E_1 E_2}{\left[E_1 (1 - e^{-\frac{t}{t_0}}) + E_2 \right] \eta_1 + t E_1 E_2},$$

где F — площадь боковой поверхности цилиндра;
 η — релаксационная вязкость;
 ε — относительная деформация;
 E_1 — начальный условно-мгновенный модуль сдвига;
 E_2 — модуль эластичности;
 σ_0 — предел упругости, ниже которого остаточные деформации не развиваются;
 t — время;
 t_0 — время релаксации.

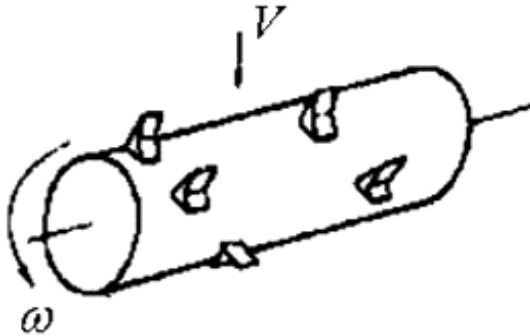


Рис. 1. Цилиндрическая фреза

При бингамовском режиме течения раствора:

$$M_C = \pi R^2 L \tau_0 \left[3 - \frac{r_T^2}{R} - \ln \frac{r_T^2}{R} \right], \quad (2)$$

где L — длина цилиндра;
 τ_0 — предельное напряжение сдвига;
 r_T — радиус зоны вязкопластичного движения, который является функцией реологических характеристик раствора и угловой скорости цилиндра. При псевдоламинарном режиме:

$$M_C = 2\pi R^2 L \mu \omega, \quad (3)$$

где η — структурная вязкость.

Указанные выше режимы течения возникают при различных скоростях движения раствора, вследствие перемещения в нем РО землеройной машины.

Помимо указанных сил со стороны раствора на фрезу действует гидродинамическая сила сопротивления среды, определяющаяся по закону Бернулли:

$$P = P_{атм} + H \rho g + \frac{\rho v^2}{2}, \quad (4)$$

где $P_{атм}$ — атмосферное давление на поверхности;
 H — высота столба погружения;
 ρ — плотность раствора;
 v — линейная скорость внешнего диаметра фрезы;
 g — ускорение свободного падения.

В процессе фрезерования грунта на фрезу передаются усилия, вызванные силами сопротивления резанию грунта (рис. 2). Для определения сил резания была предложена усредненная модель резца [1], на основе которой получены усилие подачи Q и крутящий момент M для фрезерования грунта:

$$Q = Ah, \quad M = BhR, \quad (5)$$

$$A = 0.5i\varphi b m_{св} (1 + \eta' a) + i m_{бок.ср},$$

$$B = 0.5i\varphi b m_{св} ((1 + \eta' a) \cos \varphi_{ср} + \{ctg(\delta + \mu) + \eta' actg(\delta_1 + \mu) \sin \varphi_{ср}\}) + i m_{бок.ср} (\cos \varphi_{ср} + ctg(\delta + \mu) \sin \varphi_{ср}), \quad (6)$$

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 (рис. 3);
 i — количество резцов на фрезе;
 $m_{св}$ — удельное сопротивление грунта срезу по Ветрову;
 η' — величина, равная отношению коэффициента, учитывающего износ резца к площадке износа;
 a — высота площадки износа;
 $m_{бок.ср}$ — удельная сила выпора грунта в боковых расширениях прорези;
 δ — угол резания;
 μ — угол внутреннего трения;
 φ — коэффициент, определяющий $m_{св}$ при угле 45° ;
 $\varphi_{ср}$ — средний угол поворота фрезы.

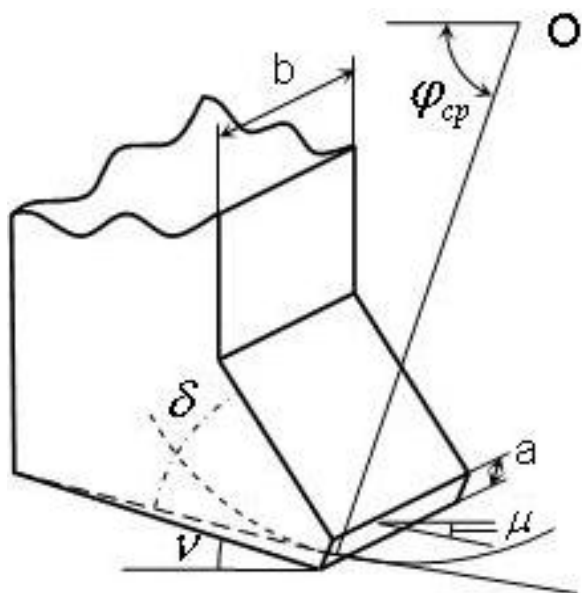


Рис. 2. Схема резца

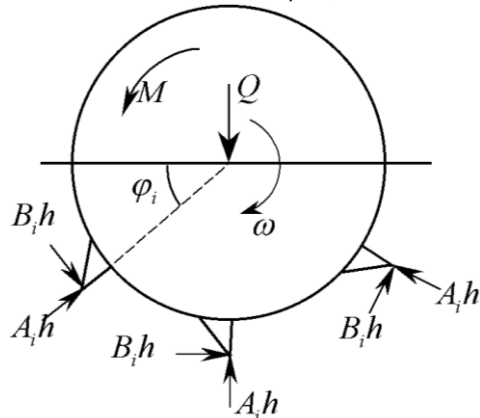


Рис. 3. Схема сил, действующих на модель фрезы

Таким образом, фрезерный РО землеройной машины испытывает нагрузки от глинистого раствора, силы выталкивания и сил сопротивления резанию. В процессе эксплуатации машин обнаруживались деформации и разрушения фрезы, что приводило к заполнению внутренней поверхности фрезы глинистым раствором и выводу из строя дорогостоящего двигателя, который располагается внутри цилиндра и приводит его во вращение. В связи с этим на этапе изготовления конструкции фрезерного РО встала необходимость проведения его прочностных расчетов.

Математическая модель прочностного расчета фрезерного РО сводится к определению всех компонентов тензора напряжений по толщине стенки в поперечном сечении толстостенного цилиндра, возникающих вследствие воздействия указанных выше нагрузок, а также учета центробежных сил инерции, возникающих из-за вращения фрезы. При расчетах были приняты некоторые допущения. В частности, была принята нагруженная модель толстостенного цилиндра, находящегося под действием равномерно распределенных по всей длине цилиндра нормальных P_b^n и касательных P_b^r нагрузок. Напряжения по толщине стенки будут зависеть только

от радиуса. При таких условиях цилиндр находится в условиях плоской деформации, что позволяет это сделать из-за отсутствия сплошного дна, жестко связанного с боковыми стенками цилиндрической фрезы. Расчетная схема фрезы представлена на рис. 4.

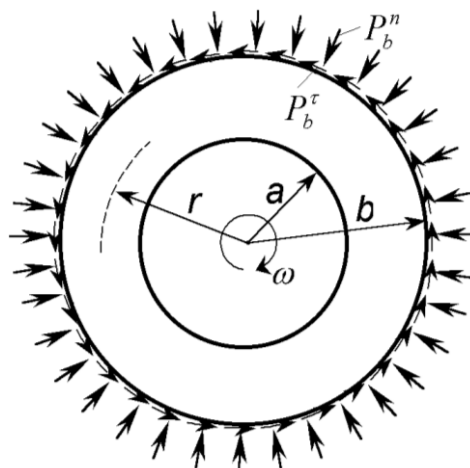


Рис. 4. Расчетная модель фрезы

Аналитические выражения для определения напряженного состояния плоского сечения цилиндра в условиях плоского напряженного состояния с учетом инерционных нагрузок и нагружений (рис. 4) в полярной системе координат определяются следующими выражениями [2]:

$$\begin{aligned}\sigma_r &= -P_b^n \frac{b^2}{b^2 - a^2} \left[1 - \frac{a^2}{r^2} \right] + \\ &+ \frac{3+\nu}{8} \rho \omega^2 \left[b^2 + a^2 - \frac{a^2 b^2}{r^2} - r^2 \right], \\ \sigma_\theta &= -P_b^n \frac{b^2}{b^2 - a^2} \left[1 + \frac{a^2}{r^2} \right] + \\ &+ \frac{3+\nu}{8} \rho \omega^2 \left[b^2 + a^2 + \frac{a^2 b^2}{r^2} - \frac{1+3\nu}{3+\nu} r^2 \right], \\ \sigma_{r\theta} &= \frac{P_b^r}{\left(b^{\sqrt{2}-1} - \frac{a^{2\sqrt{2}}}{b^{\sqrt{2}+1}} \right)} \left[\frac{a^{2\sqrt{2}}}{r^{\sqrt{2}+1}} - r^{\sqrt{2}-1} \right],\end{aligned}\quad (7)$$

где ρ — плотность материала;
 ω — угловая скорость фрезы;
 ν — коэффициент Пуассона.

Величина нормальной нагрузки P_b^n включает в себя давление, оказываемое тиксотропным раствором, определяемое по формуле (4), удельные силы сопротивления фрезерованию Ah , определяемые по формулам (6). Поскольку фреза вращается с постоянной угловой скоростью, то инерционные нагрузки также распределены радиально. Величина касательной нагрузки P_b^r содержит нагрузку от момента сил сопротивления глинистого раствора при различных режимах течения, определяемых по формулам (1), (2) и (3), удельную силу сопротивления фрезерованию Bh , определяемую по формулам (6). Все указанные нагрузки являются приведенными к

боковой площади цилиндра. Величины главных напряжений определяются следующим образом:

$$\sigma_{1,2} = \frac{\sigma_\theta + \sigma_r}{2} \pm \frac{1}{2} \sqrt{(\sigma_\theta - \sigma_r)^2 + 4\sigma_{r\theta}^2}. \quad (8)$$

Как показали исследования, напряжения нагруженной фрезы при малых угловых скоростях являются отрицательными (сжимающими), а наибольшими по своей абсолютной величине являются окружные напряжения σ_θ , которые достигают максимального значения на внутреннем диаметре фрезы при $r=a$ (рис. 5). В расчетах принято $b=2a$. При значительном увеличении угловой скорости, при которой происходит фрезерование грунта, сжимающие напряжения σ_r и σ_θ переходят в положительные значения, т.е. становятся растягивающими и стремятся вместе с инерционными нагрузками разорвать вращающуюся фрезу (рис. 6). Это является причиной образования трещин на внутреннем диаметре фрезы, где материал переходит в пластичное состояние, и во время эксплуатации приводит ее к постепенному разрушению. Однако проведенные исследования показали, что при определенных оптимальных значениях угловой скорости и величин суммарных нагрузок на фрезу все напряжения, возникающие по толщине стенки, лежат в одном диапазоне и являются небольшими (допустимыми) по величине (рис. 7). Это позволило подобрать оптимальный режим работы и конструктивные особенности фрезерного РО таким образом, чтобы сделать фрезерный рабочий орган более экономичным и прочным, снизив тем самым энергозатраты двигателей землеройной машины.

Инженерная методика расчета цилиндрических фрез на прочность была реализована в виде пакета прикладных программ, результатами работы которого является выдаваемая толщина стенки и оптимальный режим работы землеройной машины. В программе расчета проверка прочности производится по известным теориям прочности в упругой области работы материала на основе главных напряжений (8).

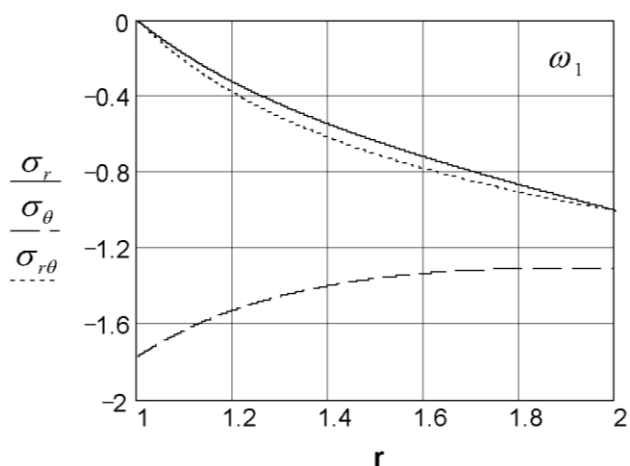


Рис. 5. Напряжения по толщине стенки фрезы при небольших значениях ω

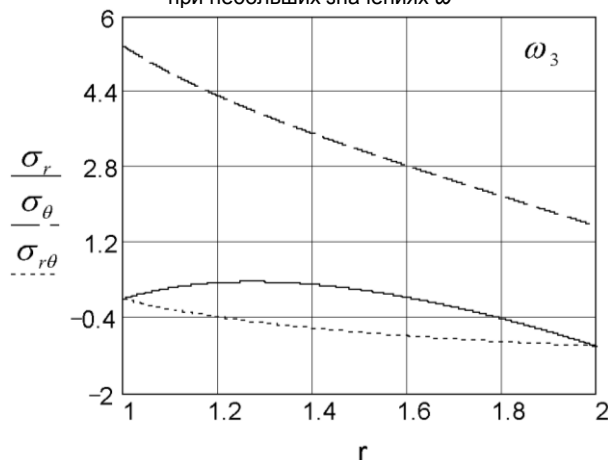


Рис. 6. Напряжения по толщине стенки фрезы при больших значениях ω

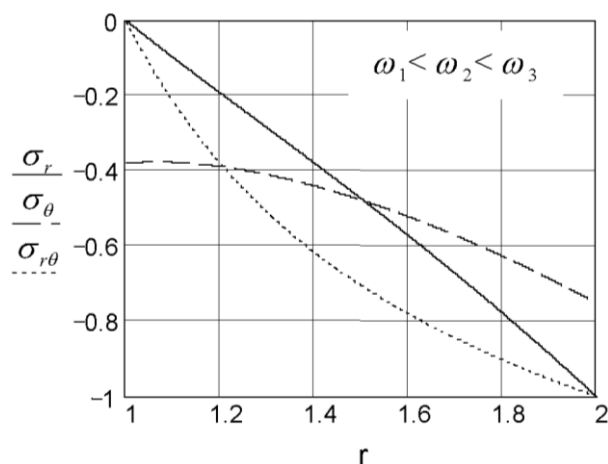


Рис. 7. Напряжения по толщине стенки фрезы при оптимальных значениях ω

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кадыров А.С. Теория и расчет рабочих органов фрезерных и бурильных машин, применяемых при строительстве способом «стена в грунте»: Дис. ... д-ра. техн. наук. М., 1989. 302 с.
2. Тимошенко С.П., Гудьер Дж. Теория упругости. М.: Наука, 1975. 576 с.

УДК 624.131.533

А.С. КАДЫРОВ

Определение сил сопротивления разрушению

Для разработки прочных и мерзлых грунтов применяются различные типы землерезных машин: баровые, дисковые, роторные. К режущим органам вращательного действия относятся фрезы и буры; к режущим органам поступательного действия — рыхлители, бары. Последние по принципу резания занимают промежуточное положение между первыми и вторыми.

Для нарезки узких щелей в мерзлом грунте можно использовать дисковые замлерезные машины, в частности щелерез фрезерный ЩФ-200. Щелерез предназначен для разработки траншей шириной 140 мм и глубиной не более 2000 мм в грунтах с I по IV категорию, а также мерзлых грунтах.

Для определения сил, действующих на рабочий орган при резании грунта, рассмотрим схему (рисунк).

Характерная кинематическая особенность рабочего процесса щелереза заключается в изменении толщины срезов зубьями фрезы за время ее оборота. В профиле срезы имеют серповидное очертание.

Толщина среза стружки грунта как функция угла поворота β рабочего органа определяется:

$$h(\beta) \approx h_0 \left(\cos + \frac{1}{2\lambda \sin^2 \beta} \right), \quad (1)$$

где h_0 — шаг выдвижения режущего диска, м.

Средняя толщина среза в пределах угла поворота фрезы β_1 и β_2 определяется:

$$h_{cp} \approx h_0 \left[\frac{\sin \beta_2 - \sin \beta_1}{\beta_2 - \beta_1} + \frac{\lambda}{4} \left(1 + \frac{\sin \beta_2 - \sin^2 \beta_1}{2 \beta_2 - \beta_1} \right) \right], \quad (2)$$

где λ — отношение шага выдвижения фрезы к радиусу фрезы, определяется как

$$\lambda = \frac{h_0}{R}. \quad (3)$$

Таким образом, на основе формулы (2) можно определить величину средней толщины стружки и, в зависимости от нее, используя формулу (1), угол установки среднего сечения стружки грунта β .

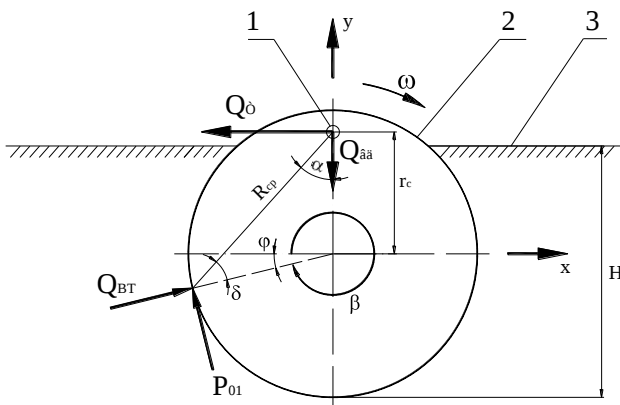


Схема сил: 1 — точка подвески фрезы;
2 — режущая фреза; 3 — грунт

Составим уравнение крутящего момента $M_{кр}$ и проекций сил на ось X и Y .

$$X: Q_0 = Q_{\alpha\alpha} \cdot \cos \varphi - P_{01} \cdot \sin \varphi, \quad (4)$$

$$Y: Q_{\alpha\alpha} = Q_{\alpha\alpha} \cdot \sin \varphi + P_{01} \cdot \cos \varphi, \quad (5)$$

$$M_{кр} = P_{01} \cdot \cos \left(\frac{\pi}{2} - \alpha - \varphi \right) \cdot R_{фр} - Q_{\alpha\alpha} \cdot \cos \left(\frac{\pi}{2} - \delta \right) \cdot R_{фр}, \quad (6)$$

где Q_m — тяговое усилие;

$Q_{\alpha\alpha}$ — сила, выталкивающая фрезу;

P_{01} — сила резания;

φ — углы, характеризующие положение среднего сечения стружки грунта.

Сила вдавливания $Q_{\alpha\alpha}$ включает в себя и вес рабочего оборудования.

Согласно [2], сила резания будет определяться по следующей формуле:

$$P_{01} = P_{св} + P_{бок,ср} + P_{пл,изн} = \varphi_1 \cdot m_{св} \cdot b \cdot h_{ср} + k \cdot m_{бок,ср} \cdot h_{ср} + \eta^1 \cdot a \cdot h \cdot b \cdot \varphi_1 \cdot m_{св}. \quad (7)$$

При заглублении рабочего органа на нужную глубину сила вдавливания $Q_{\alpha\alpha}$ равна выталкиванию $Q_{\alpha\alpha}$, соответственно

$$Q_{\alpha\alpha} = \frac{P_{01} \cdot \cos \varphi}{1 - \sin \varphi}. \quad (8)$$

Уравнения сил подачи и крутящегося момента имеют вид:

$$Q_0 = \varphi_1 m_{\alpha\alpha} b h_{\alpha\alpha} + k m_{\alpha\alpha} \cdot h_{\alpha\alpha} + \eta^1 a h_{\alpha\alpha} b \varphi_1 m_{\alpha\alpha} \times \left(\frac{\cos^2 \varphi}{1 - \sin \varphi} - \sin \varphi \right), \quad (9)$$

$$M_{\alpha\alpha} = \varphi_1 m_{\alpha\alpha} b h_{\alpha\alpha} + k m_{\alpha\alpha} \cdot h_{\alpha\alpha} + \eta a h_{\alpha\alpha} b \varphi_1 m_{\alpha\alpha} \times \left[\cos \left(\frac{\pi}{2} - \alpha - \varphi \right) R_{\alpha\alpha} - \frac{\cos \varphi \cdot \cos \left(\frac{\pi}{2} - \delta \right) R_{\alpha\alpha}}{1 - \sin \alpha} \right]. \quad (10)$$

Обозначим:

$$A = \varphi_1 m_{св} b + k m_{бок,ср} + \eta^1 a b \varphi_1 m_{св} \left(\frac{\cos^2 \varphi}{1 - \sin \varphi} - \sin \varphi \right) \cdot i$$

$$B = \varphi_1 m_{св} b + k m_{бок,ср} + \eta^1 a b \varphi_1 m_{св} \times \left[\cos \left(\frac{\pi}{2} - \alpha - \varphi \right) - \frac{\cos \varphi \cdot \cos \left(\frac{\pi}{2} - \delta \right)}{1 - \sin \alpha} \right] \cdot i,$$

где i — количество резцов, участвующих одновременно в разрушении грунта.

Усилие, необходимое для внедрения режущей фрезы в грунт, будет определяться:

$$Q_{\alpha\alpha} = Q_{\alpha\alpha} \cdot \sin \varphi + P_{01} \cdot \cos \varphi, \quad (11)$$

$$Q_{\ddot{a}\ddot{a}} = Q_{\ddot{a}\ddot{o}} \sin \varphi + (\varphi_1 m_{\ddot{n}\ddot{a}} b h_{\ddot{n}\ddot{o}} + k m_{\ddot{a}\ddot{i} \ddot{e} \ddot{n}\ddot{o}} h_{\ddot{n}\ddot{o}} + \eta' a h_{\ddot{n}\ddot{o}} b \varphi_1 m_{\ddot{n}\ddot{a}}) \cos \varphi. \quad (12)$$

Обозначив

$$C = (\varphi_1 m_{\ddot{c}\ddot{e}} b + k m_{\ddot{b}\ddot{o}\ddot{k} \ddot{c}\ddot{p}} + \eta' a b \varphi_1 m_{\ddot{c}\ddot{e}}) i \cos \varphi, \quad (13)$$

получим

$$\begin{cases} Q_{\ddot{o}} = A \cdot h_{\ddot{n}\ddot{o}}, \\ M_{\ddot{e}\ddot{o}} = B \cdot h_{\ddot{n}\ddot{o}} R_{\ddot{n}\ddot{o}}, \\ Q_{\ddot{a}\ddot{a}} = Q_{\ddot{a}\ddot{o}} \cdot \sin \varphi + C \cdot h_{\ddot{n}\ddot{o}}, \end{cases} \quad (14)$$

где A, B и C — удельные силы сопротивления перемещению, вращению и вдавливанию фрезы в грунт, зависящие от физико-механических свойств грунта, конструкции рабочего органа. Они определяют силу тяги, крутящий момент и

процесс внедрения фрезы в грунт, необходимые для разрушения прочного и мерзлого грунта.

Удельная сила резания $m_{\ddot{c}\ddot{e}}$ при вращательном движении резца должна быть увеличена на величину K_w [1] по сравнению с прямолинейным резанием, для которого она определяется.

Удельные силы сопротивления A, B и C зависят:

- от ширины резца — b ;
- площади износа резца — a ;
- количества резцов, разрушающих грунт, — i .

Средний радиус и соответственно сила тяги и крутящий момент зависят:

- от глубины заглупления рабочего оборудования — H ;

- расстояния подвески фрезы до ее центра — r_c .

Средняя толщина стружки грунта зависит:

- от скорости движения машины;
- глубины погружения фрезы.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кадыров А.С., Кабашев Р.А. Основы нагружения фрезерных и бурильных машин. Караганда: КарГТУ, 1999. 124 с.
2. Ветров Ю.В. Резание грунтов землеройными машинами. М.: Машиностроение, 1971. 360 с.

УДК 539.3.01

Ж.Б. БАКИРОВ
П.М. ЖАНГЕЛЬДИНА

Напряженное состояние диска при действии контурных нагрузок

Рассмотрим кольцевую пластину с жестко защемлённым внутренним и свободным наружным контуром под действием произвольных контурных нагрузок в её плоскости. Радиальные нагрузки по наружному контуру разложим в ряд Фурье.

$$F_r = R_0 \left[\frac{a_0}{2} + \sum_{n=1}^{\infty} a_n \cos n\theta + b_n \sin n\theta \right],$$

где R_0 — амплитудное значение нагрузок.

Касательные нагрузки F_θ представим этим же выражением заменой R_0, a_0, a_n, b_n на T_0, c_0, c_n, d_n .

Для осесимметричного случая ($n=0$) решение плоской задачи теории упругости приведено в [1]. Пользуясь этим решением при граничных условиях:

$$u = 0 \text{ при } r = R_1; \quad \sigma_r = a_0 R_0 / 2h \text{ при } r = R,$$

находим

$$\left. \begin{matrix} \sigma_r \\ \sigma_\theta \end{matrix} \right\} = -\frac{a_0 R_0}{2h\chi} [1 + \nu \pm (1 - \nu)\beta^2 / \chi^2],$$

где R_1, R, β — внутренний и наружный радиусы диска и их отношение;
 h — толщина диска.

$$\chi = R_1 / R; \quad \chi = 1 + \nu + (1 - \nu)\beta^2.$$

От равномерно распределённых касательных нагрузок напряжения определяем методом сечений

$$\tau = c_0 T_0 / 2h\chi^2.$$

Напряжения в диске при $n=1$ выразим через функцию напряжений

$$\sigma_r = \frac{\partial \hat{O}}{r \partial r} + \frac{\partial^2 \hat{O}}{r^2 \partial \theta^2}; \quad \sigma_\theta = \frac{\partial^2 \hat{O}}{\partial r^2}; \quad \tau = -\frac{\partial}{\partial r} \left(\frac{\partial \hat{O}}{r \partial \theta} \right). \quad (1)$$

Функция напряжений должна удовлетворять бигармоническому уравнению

$$\nabla^4 \hat{O} = 0.$$

Общее решение его имеет вид

$$\hat{O} = [A_{11} r^3 + A_{21} r^{-1} + A_{41} r \ln r / R] \cos \theta + 0,5 A_{31} r \theta \sin \theta + [C_{11} r^3 + C_{21} r^{-1} + C_{41} r \ln r / R] \sin \theta - 0,5 C_{31} r \theta \cos \theta,$$

где постоянные интегрирования A_{j1}, C_{j1} находятся из граничных условий:

$$\begin{aligned} u = v = 0 \quad \forall \theta \quad \text{при } r = R_1 \\ \sigma_r = -F_r / h, \quad \tau = F_\theta / h \quad \forall \theta \quad \text{при } r = R. \end{aligned} \quad (2)$$

Здесь v — перемещение в окружном направлении. Эти граничные условия справедливы для любой гармоник, если под F_r и F_θ понимать соответствующий член разложения. Подставляя выражение для Φ в соотношения (1), находим

$$\begin{aligned} \sigma_r = [2A_{11} r - 2A_{21} r^{-3} + r^{-1} A_{31} + A_{41}] \cos \theta + \\ + [2C_{11} r - 2C_{21} r^{-3} + r^{-1} C_{31} + C_{41}] \sin \theta; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \sigma_\theta = [6A_{11} r + 2A_{21} r^{-3} + r^{-1} A_{41}] \cos \theta + \\ + [6C_{11} r + 2C_{21} r^{-3} + r^{-1} C_{41}] \sin \theta; \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \tau = [2A_{11} r - 2A_{21} r^{-3} + r^{-1} A_{41}] \sin \theta - \\ - [2C_{11} r - 2C_{21} r^{-3} + r^{-1} C_{41}] \cos \theta. \end{aligned}$$

Выразим далее перемещения в плоскости диска через напряжения

$$\begin{aligned}\varepsilon_r &= \frac{\partial U}{\partial r} = (\sigma_r - \nu \sigma_\theta) / E, \\ \varepsilon_\theta &= \frac{\partial V}{r \partial \theta} + \frac{U}{r} = (\sigma_\theta - \nu \sigma_r) / E, \\ \gamma &= \frac{\partial U}{r \partial \theta} + r \frac{\partial}{\partial r} \left(\frac{U}{r} \right) = 2(1 + \nu) \tau / E.\end{aligned}\quad (3)$$

Интегрируя первое уравнение (3), находим

$$EU = \{(1 - 3\nu)A_{11}r^2 + (1 + \nu)A_{21}r^{-2} + [(1 - \nu)A_{41} + A_{31}]\ln(r/R)\} \cos \theta + \{(1 - 3\nu)C_{11}r^2 + (1 + \nu)C_{21}r^{-2} + [(1 - \nu)C_{41} + C_{31}]\ln(r/R)\} \sin \theta + f_{1(\theta)}.$$

Подставляя это выражение во второе уравнение (3) и интегрируя, находим

$$EV = \{(5 + \nu)A_{11}r^2 + (1 + \nu)A_{21}r^{-2} + (1 - \nu)A_{41}[1 - \ln(r/R)] - [\nu + \ln(r/R)]A_{31}\} \sin \theta + Ef_{2(r)} - \{(5 + \nu)\tilde{N}_{11}r^2 + (1 + \nu)C_{21}r^{-2} + (1 - \nu)C_{41}[1 - \ln(r/R)] - [\nu + \ln(r/R)]C_{31}\} \cos \theta - \int f_{1(\theta)} d\theta.$$

Подставляя теперь u и v в третье равенство (3), приходим к уравнению

$$\begin{aligned}\frac{\partial f_1}{r \partial \theta} + r^{-1} \int f_1 d\theta - E \left(r^{-1} f_2 - \frac{\partial f_2}{\partial r} \right) = \\ = [4A_{41} + (1 - \nu)A_{31}]r^{-1} \sin \theta - [4C_{41} + (1 - \nu)C_{31}]r^{-1} \cos \theta.\end{aligned}$$

Примем $f_2 = H r$ и продифференцируем последнее равенство по θ . Общее решение полученного уравнения имеет вид

$$f_1 = A \sin \theta + B \cos \theta + [2A_{41} + (1 - \nu)A_{31}/2] \theta \sin \theta - [2C_{41} + (1 - \nu)C_{31}/2] \theta \cos \theta.$$

Из условия однозначности перемещений следует, что f_1 должна быть периодической функцией. Отсюда заключаем, что

$$A_{41} = -(1 - \nu)A_{31}/4, \quad C_{41} = -(1 - \nu)C_{31}/4.$$

Теперь из граничных условий (2) получаем девять уравнений для определения девяти постоянных интегрирования:

$$2A_{11}R - 2A_{21}R^{-3} + A_{31} + A_{41}R^{-1} = -a_1R_0,$$

$$2C_{11}R - 2C_{21}R^{-3} + C_{31} + C_{41}R^{-1} = -b_1R_0,$$

$$2A_{11}R - 2A_{21}R^{-3} + A_{41}R^{-1} = d_1T_0,$$

$$2C_{11}R - 2C_{21}R^{-3} + C_{41}R^{-1} = -c_1T_0, \quad H = 0,$$

$$A_{11}1 - 3\nu R_1^2 + A_{21}1 + \nu R_1^{-2} +$$

$$+ [A_{41}1 - \nu + A_{31}] \ln \beta + B = 0,$$

$$C_{11}1 - 3\nu R_1^2 + C_{21}1 + \nu R_1^{-2} +$$

$$+ [C_{41}1 - \nu + C_{31}] \ln \beta + A = 0,$$

$$A_{11} \left(\frac{6 + \nu}{\beta} \right) R_1^2 + A_{21} \left(\frac{6 + \nu}{\beta} \right) R_1^{-2} + A_{41} \left(\frac{6 - \nu}{\beta} \right) (-\ln \beta) - A_{31} \left(\frac{6 + \nu}{\beta} \right) B = 0,$$

$$C_{11} \left(\frac{6 + \nu}{\beta} \right) R_1^2 + C_{21} \left(\frac{6 + \nu}{\beta} \right) R_1^{-2} + C_{41} \left(\frac{6 - \nu}{\beta} \right) (-\ln \beta) - C_{31} \left(\frac{6 + \nu}{\beta} \right) A = 0.$$

Из этой системы находим

$$\begin{bmatrix} A_{11} \\ A_{21} \\ A_{31} \end{bmatrix} = -\frac{a_1R_0}{h} \begin{bmatrix} a_{11}/R \\ a_{21} \cdot R^3 \\ a_{31} \cdot R \end{bmatrix}, \quad (4)$$

здесь

$$a_{11} = H_A + H_C \bar{d}_1 t_0 / 8; \quad a_{21} = H'_A + H'_C \bar{d}_1 t_0 \beta^2 / 8,$$

$$a_{31} = 1 + \bar{d}_1 t_0,$$

где

$$\bar{d}_1 = d_1 / a_1, \quad t_0 = T_0 / R_0, \quad \chi_1 = (3 - \nu)\beta^4 + 1 + \nu,$$

$$H_A = [1 - \nu^2 + \beta^2(1 + \nu)^2] / \chi_1,$$

$$H'_A = [(1 + \nu)^2 - (3 - 4\nu + \nu^2)\beta^2] / \chi_1,$$

$$H_C = [(1 + \nu)^2 \beta^2 - (3 + 4\nu + \nu^2)] / \chi_1,$$

$$H'_C = [(1 + \nu)^2 + \beta^2(9 - \nu^2)] / \chi_1.$$

Коэффициенты C_{j1} находим из (4) заменой $(-R_{0a1})$ на T_{0c1} и a_{i1} на $\bar{c}_{i1}$.

Причём

$$\bar{c}_{11} = (H_C - H_A \bar{b}_1 / t_0) / 8, \quad \bar{c}_{21} = (H'_C - H'_A \bar{b}_1 / t_0) \beta^2 / 8,$$

$$\bar{c}_{31} = 1 - \bar{b}_1 / t_0, \quad \bar{b}_1 = b_1 / c_1.$$

Подставим найденные коэффициенты в выражения для напряжений

$$\begin{aligned}\begin{bmatrix} \sigma_r \\ \sigma_\theta \end{bmatrix} &= -\frac{R_0 a_1}{h} \begin{bmatrix} q_{r1} \\ q_{\theta 1} \end{bmatrix} \cos \theta + \frac{T_0 c_1}{h} \begin{bmatrix} P_{r1} \\ P_{\theta 1} \end{bmatrix} \sin \theta, \\ \tau &= a_1 R_0 q_{r\theta 1} \sin \theta + T_0 c_1 P_{r\theta 1} \cos \theta / h,\end{aligned}\quad (5)$$

где

$$\begin{bmatrix} q_{r1} \\ q_{\theta 1} \\ q_{r\theta 1} \end{bmatrix} = \begin{bmatrix} 2 \\ 6 \\ -2 \end{bmatrix} a_{11} x + \begin{bmatrix} -2 \\ 2 \\ 2 \end{bmatrix} a_{21} x^{-3} + \begin{bmatrix} 3 + \nu \\ -1 + \nu \\ 1 - \nu \end{bmatrix} a_{31} x^{-1} / 4. \quad (6)$$

Выражения для P_{r1} , $P_{\theta 1}$, $P_{r\theta 1}$ находятся из (6) заменой a_{i1} на $\bar{c}_{i1}$.

Определим напряжения в диске при $n \geq 2$. Связь между напряжениями и перемещениями в диске имеет вид [1]:

$$\begin{aligned}\sigma_r &= E[\partial U / \partial r + \nu(U/r + \partial V / r \partial \theta)] / (1 - \nu^2), \\ \sigma_\theta &= E[U/r + \partial V / r \partial \theta + \nu \partial U / \partial r] / (1 - \nu^2), \\ \tau &= E[\partial U / r \partial \theta + \partial V / \partial r - V/r] / 2(1 + \nu).\end{aligned}\quad (7)$$

Для решения смешанной краевой плоской задачи теории упругости найдем перемещения. Определение этих перемещений сводится к интегрированию следующих уравнений [2]:

$$\begin{aligned}&\left(\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{\partial}{r \partial r} - \frac{1}{r^2} + \frac{1-\nu}{2r^2} \cdot \frac{\partial^2}{\partial \theta^2}\right)U + \\&+ \left(\frac{1+\nu}{2r} \cdot \frac{\partial^2}{\partial r \partial \theta} - \frac{3-\nu}{2r^2} \cdot \frac{\partial}{\partial \theta}\right)V = 0, \\&\left(\frac{1+\nu}{2r} \cdot \frac{\partial^2}{\partial r \partial \theta} + \frac{3-\nu}{2r^2} \cdot \frac{\partial}{\partial \theta}\right)U + \\&+ \left[\frac{1-\nu}{2} \left(\frac{\partial^2}{\partial r^2} + \frac{\partial}{r \partial r} - \frac{1}{r^2}\right) + \frac{\partial^2}{\partial r \partial \theta^2}\right]V = 0\end{aligned}\quad (8)$$

при граничных условиях (2).

Общее решение системы (8) имеет вид

$$\begin{aligned}U &= \sum_{n=2}^{\infty} (U_{1n} \cos n\theta + U_{2n} \sin n\theta), \\ V &= \sum_{n=2}^{\infty} (V_{1n} \sin n\theta + V_{2n} \cos n\theta).\end{aligned}\quad (9)$$

Подставив (9) в (8), получим систему для определения U_{in} , V_{in} , решая которую, находим

$$U_{1n} = A_{1n} r^{n+1} + A_{2n} r^{-n-1} + A_{3n} r^{n-1} + A_{4n} r^{-n-1}. \quad (10)$$

Выражения для U_{2n} , V_{1n} , V_{2n} получаются из U_{1n} заменой A_{in} на C_{in} , B_{in} , D_{in} , соответственно. Причем между постоянными интегрирования существует следующая связь:

$$B_{1n} = -\alpha_{1n} A_{1n}, \quad B_{2n} = A_{2n}, \quad B_{3n} = -A_{3n}, \quad B_{4n} = \alpha_{2n} A_{4n},$$

$$D_{1n} = \alpha_{1n} C_{1n}, \quad D_{2n} = -C_{2n}, \quad D_{3n} = C_{3n}, \quad D_{4n} = -\alpha_{2n} C_{4n},$$

$$\text{где } \begin{bmatrix} \alpha_{1n} \\ \alpha_{2n} \end{bmatrix} = \frac{n(1+\nu) \pm 4}{n(1+\nu) \mp 2(1-\nu)}.$$

Подставив (9) в (7) с учетом (10), получаем выражения для напряжений:

$$\begin{bmatrix} \sigma_r \\ \sigma_\theta \end{bmatrix} = -\frac{E}{1-\nu^2} \sum_{n=2}^{\infty} \left(\begin{bmatrix} q_m \\ q_{\theta n} \end{bmatrix} \cos n\theta + \begin{bmatrix} P_m \\ P_{\theta n} \end{bmatrix} \sin n\theta \right), \quad (11)$$

$$\tau = 0,5E \cdot 1 + \nu^{-1} \sum_{n=2}^{\infty} -q_{r\theta n} \sin n\theta + P_{r\theta n} \cos n\theta,$$

где

$$\begin{aligned}q_m &= [n(1-\nu\alpha_{1n}) + 1 + \nu] A_{1n} r^n - (1-\nu)(n+1) A_{2n} r^{-n-2} + \\&+ (1-\nu)(n-1) A_{3n} r^{n-2} - [(1-\nu\alpha_{2n})n - 1 - \nu] A_{4n} r^{-n};\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}q_{\theta n} &= [n(\nu - \alpha_{1n}) + 1 + \nu] A_{1n} r^n + (1-\nu)(n+1) A_{2n} r^{-n-2} - \\&- (1-\nu)(n-1) A_{3n} r^{n-2} - [n(\nu - \alpha_{2n}) - 1 - \nu] A_{4n} r^{-n};\end{aligned}\quad (12)$$

$$\begin{aligned}q_{r\theta n} &= n(1+\alpha_{1n}) A_{1n} r^n + 2(n+1) A_{2n} r^{-n-2} + \\&+ 2(n-1) A_{3n} r^{n-2} + n(1+\alpha_{2n}) A_{4n} r^{-n}.\end{aligned}$$

Функции P_{2n} , $P_{\theta n}$, $P_{r\theta n}$ находятся отсюда заменой A_{in} на C_{in} .

Постоянные интегрирования находим из граничных условий (2):

$$\begin{aligned}A_{1n} &= -NR^{-n} a_{1n}, \quad A_{2n} = -NR^{-n} a_{2n}, \\ A_{3n} &= -Na_{3n}, \quad A_{4n} = -NR^n a_{4n},\end{aligned}$$

где $N = a_n R_0 / \pi E h \cdot 1 - \nu^2$.

Коэффициенты C_{jn} находятся из этих же соотношений заменой a_{in} на c_{in} и $(-N)$ на

$$S = 2c_n T_0 \cdot 1 + \nu / \pi E h.$$

Безразмерные коэффициенты находятся по следующему алгоритму:

$$P_1 = (n+1)(1-\alpha_{1n})\beta^{2n+2} + (n-1)(1+\alpha_{1n})\beta^2 - n(1+\alpha_{1n});$$

$$\begin{aligned}P_2 &= 2[n(1-\alpha_{1n}) + 1 + \nu] + (1-\alpha_{1n})(n+1)(1-\nu)\beta^{2n+2} - \\&- (n-1)(1+\alpha_{1n})(1-\nu)\beta^2;\end{aligned}$$

$$\begin{aligned}P_3 &= 2[1 + \nu - n(1-\nu\alpha_{2n})] + (1+\alpha_{2n})(n+1)(1-\nu)\beta^2 - \\&- (n-1)(1-\alpha_{2n})(1-\nu)\beta^{-2n+2};\end{aligned}$$

$$P_4 = n(1+\alpha_{2n}) + (\alpha_{2n}-1)(n+1)\beta^{-2n+2} - (n+1)(1+\alpha_{2n})\beta^2;$$

$$\bar{a}_{4n} = -P_1 / P_4, \quad \bar{d}_{4n} = -P_4 / P_3, \quad \bar{d}_n = d_n / a_n;$$

$$a_{1n} = [2 - 2\bar{d}_n t_0 P_3 / (1-\nu) P_4] / (P_2 + \bar{a}_{4n} P_3);$$

$$a_{4n} = a_{1n} \bar{a}_{4n} + 2\bar{d}_n t_0 / (1-\nu) P_4;$$

$$\bar{n}_{1n} = [1 + (1-\nu)\bar{b}_n P_4 / t_0 P_3] / (\bar{d}_{4n} P_4 - P_1);$$

$$\bar{n}_{4n} = \bar{n}_{1n} \bar{d}_{4n} - (1-\nu)\bar{b}_n / t_0 P_3, \quad \bar{b}_n = b_n / c_n. \quad (13)$$

Коэффициенты a_{2n} , a_{3n} , $\bar{c}_{2n}$, $\bar{c}_{3n}$ вычисляются по единому алгоритму:

$$\begin{aligned}a_{2n} &= -[a_{1n} \cdot 1 - \alpha_{1n} \beta^{2n+2} + a_{4n} \cdot 1 + \alpha_{2n} \beta^2] / 2, \\ a_{3n} &= -[a_{1n} \cdot 1 + \alpha_{1n} \beta^2 + a_{4n} \cdot 1 - \alpha_{2n} \beta^{-2n+2}] / 2.\end{aligned}\quad (14)$$

Теперь напряжения можно записать в следующем виде:

$$\begin{bmatrix} \sigma_r \\ \sigma_\theta \end{bmatrix} = \sum_{n=2}^{\infty} \left(\frac{-R_0 a_n}{h} \begin{bmatrix} q_m \\ q_{\theta n} \end{bmatrix} \cos n\theta + \frac{2T_0 c_n}{(1-\nu)h} \begin{bmatrix} P_m \\ P_{\theta n} \end{bmatrix} \sin n\theta \right),$$

$$\tau = \sum_{n=2}^{\infty} [0,5(1-\nu)R_0 a_n q_{r\theta n} \sin n\theta + T_0 c_n P_{r\theta n} \cos n\theta] / h, \quad (15)$$

где функции q_n и P_n определяются по (12) заменой A_{in} на a_{in} и $\bar{c}_{in}$ соответственно.

Составлены программы расчёта коэффициентов напряжённого состояния a_{in} , $\bar{c}_{in}$.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Тимошенко С.П., Гудьер Дж. Теория упругости. М.: Наука, 1975. 575 с.

УДК 621.879.064

А.С. НУРМАГАНБЕТОВ

Разработка фрезерных рыхлителей

Кафедра строительных и дорожных машин КарГТУ продолжила разработки ликвидированного НПО «Союзспецфундаменттяжстрой» в области механизации строительства. Одной из таких разработок была серия навесных фрезерных рыхлителей на гидравлические экскаваторы 3, 4, 5 модификации.

Экскаватор, оснащенный фрезерным рыхлителем, может найти применение в промышленности, гражданском и дорожном строительстве для предварительной разработки грунта при устройстве котлованов, траншей, выемок различной конфигурации, формирования дорожных откосов, планирования поверхности под определенную отметку и т.п. Использование гидравлического экскаватора в качестве базовой машины навесного рабочего органа, где стрела и рукоять являются подвижными манипуляторами, позволяет выполнить земляные работы в условиях стесненной строительной площадки или в ее труднодоступных зонах.

Температура окружающего воздуха, при которой может работать фрезерный рыхлитель, допускается от минус 40° до плюс 40°.

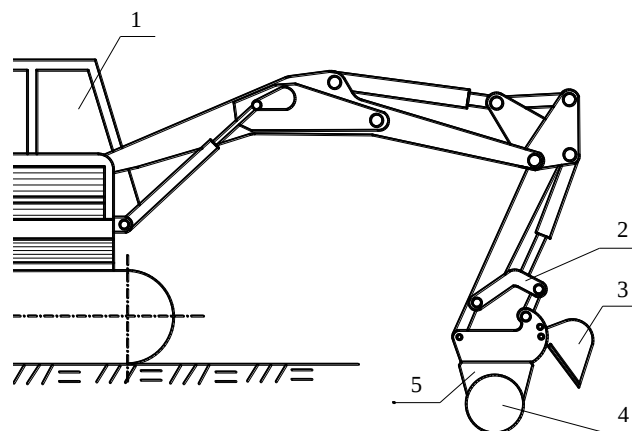
Рыхлитель фрезерный (рис.) является сменным рабочим органом, который шарнирно монтируется на рукоять и состоит из двух соосно-расположенных грунторазрушающих фрез 4, корпуса 5, кронштейна 2, ковша 3 и привода.

Устройством фрезерного рыхлителя следующее. Грунторазрушающая фреза имеет цилиндрическую форму с переходом ее торцевой части в сферическую. На поверхности фрез по винтовой линии с определенным коэффициентом перекрытия размещены державки со сменными режущими элементами. Режущие элементы могут быть как радиального, так и тангенциального тока. Для защиты от абразивного износа режущие элементы армированы твердосплавными напайками.

Корпус является базовым узлом фрезерного рыхлителя и служит масляной ванной для конической и планетарных передач.

К фланцу корпуса болтами крепится кронштейн, который является соединительным элементом рабочего органа с рукоятью экскаватора. Конструктивные параметры кронштейна удовлетворяют условию взаимозаменяемости сменного оборудования.

К кронштейну крепится ковш, служащий для удаления разрыхленного грунта из призабойного пространства. Ковш имеет два положения относительно кронштейна: нейтральное и рабочее. Оба положения ковша относительно кронштейна фиксируются специальным пальцем.



Рыхлитель фрезерный: 1 — экскаватор; 2 — кронштейн; 3 — ковш; 4 — фреза; 5 — корпус

Вращение грунторазрушающим фрезам передается через планетарный редуктор и коническую передачу от аксиально-поршневого гидромотора. Источником питания служит маслостанция базовой машины. Напорная и сливная магистрали комплектуются из трубопроводов и дополняются рукавами высокого давления в местах шарнирного сочленения стрелы, рукояти и рабочего органа между собой.

Работа фрезерного рыхлителя предусматривает послойную разработку массива с последующим удалением разрыхленного грунта из забоя ковшем 3, при формировании дорожных откосов, планировании поверхности под определенную отметку стрела и рукоять вытягиваются, перемещение фрезы осуществляется посредством поворотной части экскаватора.

Внедрение рабочего органа в массив и поступательное перемещение его вдоль полосы рыхления осуществляется напорным усилием гидроцилиндров стрелы и рукояти.

Разработанный опытный образец фрезерного рабочего органа (РФ-600) успешно прошел испытания в мерзлых грунтах и на бетонных покрытиях (табл. 1).

Таблица 1

ТЕХНИЧЕСКАЯ ХАРАКТЕРИСТИКА ФРЕЗЕРНОГО РЫХЛИТЕЛЯ РФ-600

Модель базового экскаватора	ЭО-3322, ЭО-4321, ЭО-4121
Глубина рыхления за один проход, м	0,2
Ширина полосы рыхления, м	1,1
Производительность, м ³ /ч	7,0
Марка гидромотора	210,25Б
Мощность гидромотора, кВт	36,9
Крутящий момент рабочего органа, Нм	6000
Диаметр фрезы (по резцам), м	0,68
Категория разрушаемого грунта по ГОСТ 17343-83	1-4
Габаритные размеры, м	

ширина	1,1
высота	1,2
Масса, кг	1000

В настоящее время в стадии проектирования находится типоразмерный ряд фрезерных рыхлителей (табл. 2).

Таблица 2

ТИПОРАЗМЕРНЫЙ РЯД ФРЕЗЕРНЫХ РЫХЛИТЕЛЕЙ

Марка фрезерного рыхлителя	РФ-600	РФ-700	РФ-1	РФ-2
Крутящий момент на валу фрезы, Н·м	6000	7000	10000	20000
Глубина рыхления за один проход, м	0,2	0,2	0,2	0,2
Ширина полосы рыхления, м	1,1	1,1	1,1	1,4
Производительность, м³/ч	7,0	7,0	7,0	7,0
Мощность гидромотора, кВт	36,9	36,9	36,9	94
Диаметр фрезы, мм	680	620	740	740
Категория разрушаемого грунта	1-4	1-4	1-4	1-4
Габаритные размеры, м				
ширина	1,1	1,1	1,1	1,4
высота	1,34	1,34	1,2	1,6
Масса рыхлителя, кг				
без ковша	1080	1080	1500	1500
с ковшом	1240	1240	1660	1660
Объем ковша, м³	0,25	0,25	0,25	0,25

Нагружение фрезерного рабочего органа в установившемся режиме работы определяется следующими зависимостями [1]:

$$P_{рез} = Bh, N,$$

$$Q_n = Ah, N,$$

$$M = P_{рез}R, \text{ Нм},$$

$$N = M\omega, \text{ Вт},$$

где $P_{рез}$ — сила резания, Н;

Q_n — усилие подачи, Н;

A и B — удельные силы сопротивления резанию,

Н/м;

h — толщина срезаемой стружки, м;

M — крутящий момент, Нм;

N — мощность, Вт.

В настоящее время на кафедре СДМ КарГТУ производится теоретико-экспериментальное определение удельных сил A и B .

В связи с тем, что траектория движения рабочего органа непостоянна, толщина срезаемой стружки переменна. Это приводит к тому, что режим движения фрезы неустановившийся. В связи с этим необходимо непрерывное регулирование угловой скорости и крутящего момента объемным гидроприводом экскаватора. Для этого необходимо определить законы изменения крутящего момента и угловой скорости вращения рабочего органа. С этой целью нами была разработана математическая модель движения

$$\begin{cases} m \frac{dV}{dt} = Q - Q_C, \\ I \frac{d\omega}{dt} = M_{ED} - \dot{I} \omega, \\ V = \omega h, \end{cases}$$

где V — скорость подачи, м/с;

Q — усилие подачи, Н;

Q_C — сопротивление подачи, Н;

M_C — момент от сил сопротивления вращению фрезы, Нм.

Интегрирование этого уравнения позволило получить зависимости, связывающие крутящий момент и угловую скорость с параметрами рабочего органа и грунтовыми характеристиками.

Следующим этапом является разработка автоматизированной системы управления режимом фрез.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Бойко Н.В., Кадыров А.С., Харченко В.В., Щелконогов В.Н. Технология, организация и комплексная механизация свайных работ. М.: Стройиздат, 1985. 304 с.

УДК 621.879.064

Р.Р. ХАЙБУЛЛИН

Особенности нагружения резания грунтов рабочими органами землеройных машин вращательного действия

Резание грунтов является наиболее распространенным способом их разрушения. Резание — операция комплексная, состоящая из деформаций сдвига, растяжения, сжатия и смятия грунта. В связи с огромным множеством условий резания грунтов подобрать какую-либо одну реологическую модель для процесса резания невозможно. В теоретических исследованиях по определению сил сопротивления резанию грунта используют три подхода:

- основанный на выводах теории сыпучей среды Соколовского;

- применение реологических абстрактных моделей, представляющих собой комбинацию вязких, пластичных и упругих элементов;

- основанный на экспериментально полученных результатах.

Два первых метода очень далеки от практики. Ценность их заключается в возможности анализа физической картины резания грунтов. Третий метод позволяет с достаточной точностью (ошибка не более

20 %, упрощает анализ смежной и разнообразной среды) определять нагружение землеройных машин.

Теория резания грунтов начиналась с исследований профессора Горячихова, который исследовал резание плугом; Н.Г. Домбровский определил экспериментальные значения удельной силы сопротивления копанью грунтов экскаваторами. В дальнейшем ряд исследователей продолжили и уточнили подход, основанный на экспериментальном определении удельных сил резания. Огромную работу в этом направлении провел Ю.А. Ветров. Он рассмотрел пространственную работу грунта при его резании. Однако все эти исследования касались практически прямолинейного резания грунта. Развитие технологии строительства подземных сооружений и фундаментов внесло в практику методы строительства способом «стена в грунте», буронабивными сваями и др. Рабочие органы (РО) машин, применяемых при этом, представляют собой долота или фрезы малого диаметра (от 0,4 до 2 м). Причем разрушение грунта этими рабочими органами машин происходит в стесненных условиях забоя, на большой глубине, под давлением воды или глинистого раствора на забой и рабочий орган. Траектория резания грунта при этом криволинейна, зачастую с маленьким радиусом кривизны. Специфика резания грунта в таких условиях приводит к тому, что удельные силы резания, определенные для землеройных машин, не позволяют рассчитывать силовые параметры и конструкцию рабочих органов.

В связи с этим важной задачей является установление качественного и количественного значения сил резания.

Остановимся на физической картинке процесса резания в этих условиях.

Воздействие глинистого раствора или воды (далее раствора) на силу резания.

Давление раствора увеличивает силу сопротивления срезу грунта за счет давления на площадку скола. С другой стороны, если раствор профильтровался в грунт, то увеличения нагрузки не будет. Глубина проникновения раствора в грунт зависит от времени контакта грунта и раствора и, следовательно, от величины подачи и усилия подачи рабочего органа, скорости его вращения и физических свойств грунта. Зависимость скорости фильтрации раствора в грунт определяется законом фильтрации (закон Шези).

Влияние глубины резания на силу резания.

Существующие результаты по определению сил резания грунта не учитывают того, что по мере нарастания глубины разработки увеличивается давление на поверхность скола срезаемой площадки грунта. Это давление носит название геостатического (бытового).

Влияние кривизны траектории на силу резания.

Уменьшение радиуса кривизны траектории движения резца приводит к неравномерному сечению срезаемой стружки по скученности, взаимодействию боковых граней резца со стенками скважины (долота) или задней грани с забоем среза.

Замкнутый объем призабойной зоны увеличивает сопротивление на рабочий орган со стороны массы волочения грунта.

Перечисленные особенности физической картины резания грунтов рабочими органами вращательного действия должны учитываться при определении удельных сил разрушения грунта.

Нами разработан ряд стенов СПУ-1, СПУ-2, СР-1, предназначенных для определения сопротивления резанию при вышеперечисленных условиях. Так, было установлено, что сила резанию возрастает по мере увеличения глубины заложения забоя по гиперболической зависимости. Сопротивление резанию прямо пропорционально радиусу резания, а при диаметрах резания менее 0,2 м пропорциональна квадрату радиуса.

В настоящее время автором проводится подготовка информационного и нормативного материала, в котором будут представлены уточненные, в зависимости от условий работы, значения удельных сил сопротивления резанию грунта.

На первом этапе нами была предложена схема сил, действующих на резец вращательного рабочего органа, и описана кинематика инструмента.

Кинематические варианты функционирования РО вращательного действия зависят от соотношения направления его подачи и вращения. Разрушение грунта РО, вращающимся вокруг горизонтальной оси с подачей по вертикали, называется фрезерованием грунта (рис. 1) при одновременной рокировке осей подачи и вращения — горизонтальным фрезерованием. Разрушение грунта торцевой поверхностью РО, вращающегося вокруг вертикальной оси (рис. 1), называется бурением, или (при вращении вокруг горизонтальной оси) горизонтальным бурением.

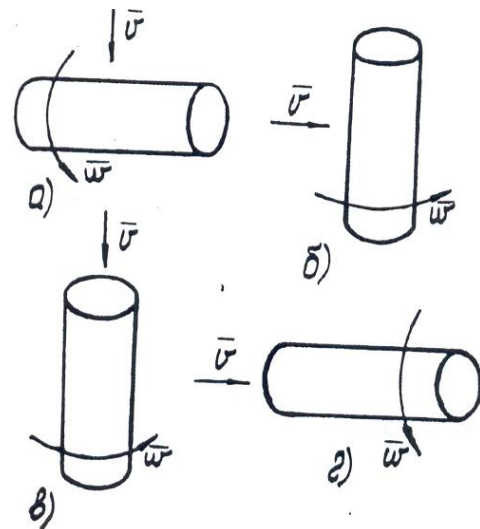


Рис. 1. Варианты вращательных РО по соотношению относительной скорости и скорости подачи:
а — фрезерование; б — горизонтальное фрезерование;
в — бурение; г — горизонтальное бурение

Сходство процессов фрезерования и бурения грунта с прямолинейным резанием заключается в

адекватности физического процесса разрушения: возникновении упругопластических деформаций грунта, формировании уплотненного ядра, образовании площадок износа на резцах, действии гидростатического давления на забой.

Отличительные особенности фрезерования в сравнении с прямолинейным резанием определяются непостоянством контакта резца с забоем, переменным направлением силы резания по отношению к силе тяжести, изменением толщины срезаемой стружки за один оборот вращения РО, возникновением центробежной силы инерции, действующей на элемент срезаемой стружки.

Особенностями бурения грунта в сравнении с его прямолинейным резанием является замкнутый объем призабойной зоны; различный по длине путь, проходимый каждым резцом и, как следствие этого, различная ширина площадок износа на резцах; неписываемостью резца в прорезаемую канавку при малых радиусах вращения; непостоянство, в зависимости от расстояния до оси вращения, угла наклона траектории движения РО к горизонтالي; наличие центробежной силы инерции, действующей на скалываемый элемент.

Приведенные особенности характеризуют процесс разрушения грунта механическим способом. При гидромеханическом разрушении грунта он дополнительно разрушается струей воды высокого давления. Для учета особенностей фрезерования и бурения грунта необходимо учесть параметры, характеризующие специфику работы вращательных РО.

Общим приемом определения сил резания является рассмотрение равновесия элемента срезаемой стружки. В период времени, предшествующий сколу грунта, в элементе стружки со скоростью звука распространяется ударная волна упругих напряжений, приводящая в конечном итоге к образованию поверхностного скола под углом ψ к касательной k траектории движения резца. Фронт ударной волны деформации направления НПО нормали к лобовой грани резца РО. Напряжение упругой деформации вызывает только объемную деформацию грунта. Одновременно (в связных грунтах) перед резцом РО образуется уплотненное ядро. Его образование происходит за счет уплотнения грунта, испытавшего упругопластическую деформацию, перешедшую в деформацию смятия. Перед уплотненным ядром распространяется фронт пластических деформаций, не вызывающих изменений формы массива грунта. Таким образом, в этот период времени сила резания является переменной величиной и характеризуется соотношением скоростей упругой и пластической деформаций, а также масс грунта, испытывающих ту или иную деформацию.

Для практических расчетов силы резания необходимо определить максимальную величину силы резания, которая возникает в момент, отличающийся от момента скола на бесконечно малую величину времени.

На элемент скалываемой стружки abc (рис. 2) действуют сила нормального давления со стороны резца N_p , вес стружки P , гидростатическое давление $P_{г.с.}$, центробежная сила $P_{ц.б.}$, возникающая как следствие

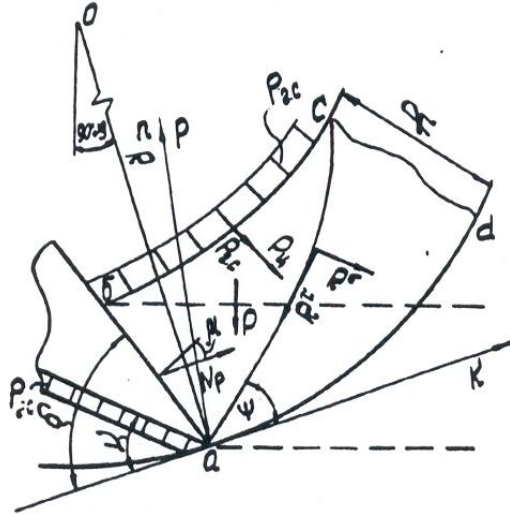


Рис. 2. Схема сил, действующих на элемент скалываемой стружки грунта при его фрезеровании

движения вокруг оси по радиусу R , реакция со стороны грунта по площадке скола R_t и нормальная к ней сила R_σ , сила сопротивления на площадке износа $P_{из.}$, а также дополнительная сила $P_{дон.}$, существование которой обусловлено кинематикой фрезерования грунта. Резец имеет угол резания δ , задний угол ψ . Резец имеет ширину b и площадку износа шириной a . На заднюю грань резца действует сила гидростатического давления. Площадка скола в зоне режущей кромки наклонена к касательной k траектории резания под углом ψ . Эта картина верна для статического резания. При динамичном резании, как указывает профессор Баладинский, необходим учет других факторов. «Статичность» резания обуславливается для исследуемых РО невозможностью повышения скорости резания более 2 м/с, так как это приведет к турбулентности глинистого раствора.

Разработанная схема сил, действующая на равновесный элемент срезаемой стружки, описывает все нагружение резца фрезерной и бурильной машины. Используемые результаты исследования [1, 2] возможны для определения общих сил сопротивления.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Ветров Ю.А. Резание грунтов землеройными машинами. М.: Машиностроение, 1971. 367 с.
2. Кадыров А.С. Исследование нагружения винтовых рабочих органов большого диаметра (применительно к устройству буровых свай): Дис.... канд. техн. наук, М., 1979. 167 с.

Основная расчетная формула нового метода, называемого методом узловых единичных воздействий, была получена в работе [1]. Для стержней, не имеющих линейных смещений, основная формула принимает следующий вид:

$$Z = Z_3 S_y - (2Z_3 + Z_4) J_y / l + (Z_3 + Z_4) W_y / l^2, \quad (1)$$

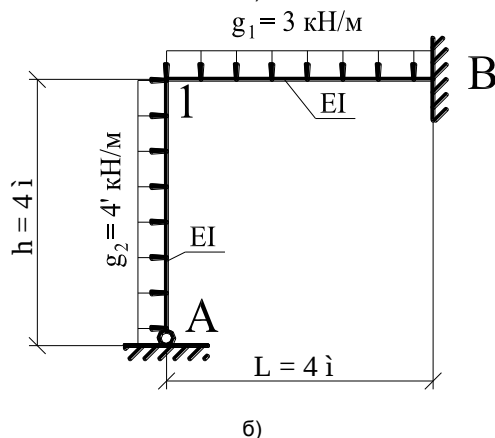
где Z — искомая величина;
 Z_3, Z_4 — значения искомой величины при положении единичного момента $m = 1$ на левом и правом концах стержня соответственно;
 l — длина стержня;
 S_y, J_y, W_y — статический момент, момент инерции и момент третьей степени грузовой площади, определяемые выражениями:

$$S_y = Fx; J_y = Fx^2 + ql_o^3 / 12; W_y = Fx^3 + xql_o^3 / 4, \quad (2)$$

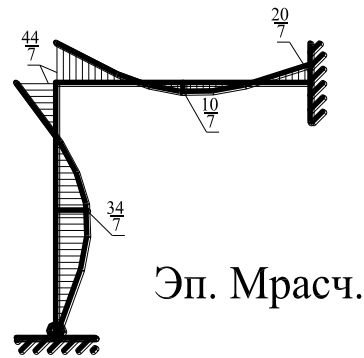
здесь F — площадь действующей на стержень распределенной нагрузки;
 Oy — вертикальная ось, проходящая через левый конец рассматриваемого стержня;
 Ox — горизонтальная ось, совпадающая с осью стержня;
 x — расстояние от центра тяжести распределенной нагрузки до левого конца стержня (либо расстояние от сосредоточенной силы до левого конца стержня);
 q — интенсивность равномерно распределенной нагрузки;
 l_o — длина участка, на котором приложена распределенная нагрузка.

Рассмотрим Г-образную раму, загруженную на ригеле и стойке равномерно распределенной нагрузкой (рис. а).

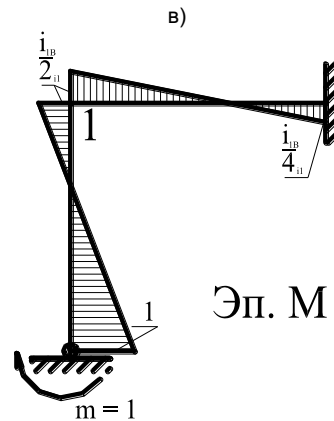
Для определения значений Z_3 и Z_4 необходимо отдельно рассмотреть действие нагрузки на стойке и на ригеле. Пусть нагрузка действует на ригеле. Прикладываем единичный момент $m = 1$ на левом конце ригеля, т.е. в узле 1. Моменты, действующие по часовой стрелке, будем считать положительными. Из равновесия узла 1 имеем $m + (4i_{1B} + 3i_{1A})\varphi_1 = 0$, откуда



б)



Эп. Мрасч.



Эп. М

$$\varphi_1 = -1/4i_1; i_1 = i_{1B} + 0,75i_{1A}, \quad (3)$$

где i_{1B}, i_{1A} — погонные жесткости ригеля и стойки.
 Узловые моменты будут равны:

$$M_{1B} = -4i_{1B}\varphi_1 = i_{1B} / i_1; M_{B1} = -2i_{1B}\varphi_1 = i_{1B} / 2i_1; \\ M_{1A} = -3i_{1A}\varphi_1 = 0,75i_{1A} / i_1 \quad (4)$$

По этим значениям заполняем колонку таблицы для Z_3 .

Момент	Нагрузка на ригеле		Нагрузка на стойке	
	Z_3	Z_4	Z_3	Z_4
M_{1B}	$-0,75i_{1A} / i_1$	0	$-i_{1B} / 2i_1$	i_{1B} / i_1
M_{B1}	$i_{1B} / 2i_1$	-1	$-i_{1B} / 4i_1$	$i_{1B} / 2i_1$
M_{1A}	$0,75i_{1A} / i_1$	0	$i_{1B} / 2i_1$	$-i_{1B} / i_1$

Момент M_{1B} заполняем по значению момента на незагруженном стержне. Действие момента $m = 1$ переносим на правый конец ригеля. Тогда $M_{B1} = -1$. Остальные моменты равны нулю. Эти значения заносим в колонку для Z_4 .

Считаем, что нагрузка действует на стойке. Прикладываем момент $m = 1$ на левом конце стойки, на опоре А. Поскольку опора А шарнирная, необходимо получить эпюру изгибающих моментов методом деформаций (рис. в). В результате имеем:

$$M_{1A} = i_{1B} / 2i_1; M_{1B} = i_{1B} / 2i_1; M_{B1} = i_{1B} / 4i_1. \quad (5)$$

По этим данным заполняем колонку для Z_3 .

Далее прикладываем $m = 1$ на правом конце стойки, в узле 1. Этот случай нами уже рассмотрен, значения моментов приведены в (4). По этим

значениям заполняем колонку для Z_4 , только момент M_{1A} следует определять через момент незагруженного стержня, т.е. через M_{1B} :

$$M_{1A} = -M_{1B}. \quad (6)$$

Подставляя значения Z_3 и Z_4 в (1), получим расчетные формулы для моментов в рассматриваемой раме:

$$M_{1B} = -(i_{1B}/2i_1)(S_A - W_A/h^2) - (0,75i_{1A}/i_1)(S_1 - 2J_1/l + W_1/l); \quad (7)$$

$$M_{B1} = -(i_{1B}/4i_1)(S_A - W_A/h^2) + (i_{1B}/2i_1)S_1 - [(i_{1B}/i_1) - 1]J_1/l + [i_{1B}/2i_1) - 1]W_1/l^2. \quad (8)$$

Момент M_{1A} определяется по формуле (7), взятой с обратным знаком.

По (2) находим параметры нагрузки для стойки:

$$i_{1A} = i_{1B} = 1; i_1 = 1,75; F = 4 \cdot 4 = 16 \text{ кН}; S_A = 16 \cdot 2 = 32 \text{ кНм};$$

$$J_A = 16 \cdot 2^2 + 4 \cdot 4^3 / 12 = 85,333333 \text{ кНм}^2;$$

$$W_A = 16 \cdot 2^3 + 2 \cdot 4 \cdot 4^3 / 4 = 256 \text{ кНм}^3.$$

Для ригеля:

$$F = 3 \cdot 4 = 12 \text{ кН}; S_1 = 3 \cdot 4^2 / 2 = 24 \text{ кНм}; J_1 = 12 \cdot 2^2 + 3 \cdot 4^3 / 12 \text{ кНм}^2;$$

$$W_1 = 12 \cdot 2^3 + 2 \cdot 3 \cdot 4^3 / 4 \text{ кНм}^3.$$

В результате получаем

$$M_{1B} = -6,28572 \text{ кНм}; M_{B1} = 2,8571428 \text{ кНм}. \quad (9)$$

На рис. 6 приведена эпюра моментов, полученная для заданной рамы методом деформаций. Сравнение значений моментов (9) со значениями на эпюре показывает, что расхождение наблюдается лишь на пятом знаке после запятой. Это свидетельствует о том, что предлагаемый метод является точным.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Боженов А.Ш. Общий метод расчета статически определимых и статически неопределимых систем // Тр. КарПТИ. Вып.1. Караганда, 1993. С. 46-52.
2. Ржаницын А.Р. Строительная механика. М.: Высш. школа, 1982. 400 с.

УДК 625.014.01
А.К. КАЖИГУЛОВ

К вопросу повышения силы тяги локомотивов

Анализ эффективности работы различных видов транспорта, выполненных в работе [1], по критериям удельной мощности, затрачиваемой на перевозку 1т массы груза на 1км $\bar{V}$, кВт/т, и по удельной работе, затрачиваемой на перевозку 1т массы груза на расстояние 1км $\bar{A}$, Втч/ткм, показывает, что самым экономичным видом транспорта для перевозки массовых грузов (уголь, руда, песок, нефть, зерно, машины и т.д.) является железнодорожный транспорт (табл. 1).

При этом в [1] сделаны следующие выводы:

- оптимальным скоростным диапазоном работы колесного железнодорожного транспорта является интервал скоростей 30-200 км/ч;

- на перевозку единицы массы продукции (груза) локомотивы затрачивают энергию (топливо, денежные средства и т.д.) в несколько раз (5-8) меньше, чем автомобили, и в сотни раз меньше, чем самолеты и вертолеты.

Как известно, развиваемая колесом подвижного состава сила тяги определяется его сопротивлением скольжению, которую называют силой сцепления. При этом силу сопротивления проскальзыванию колеса относительно рельса называют силой сцепления. Как показано в работе [1], физическая природа процесса сцепления колес локомотива с рельсами представляется очень сложной и во многом неясной до настоящего времени. Дело в том, что движение колеса локомотива по рельсу связано одновременно с трением качения и трением скольжения, в том числе и упругого (крипа). На величину силы сцепления колес с рельсами оказывают существенное влияние скорость движения локомотива, состояние колес и рельсов, а также степень их износа, атмосферные условия (снег, дождь и т.д.), конструкция экипажной части, вес локомотива и целый ряд других случайных факторов.

Таблица 1

СПОСОБЫ СОЗДАНИЯ СИЛЫ В РАЗЛИЧНЫХ ВИДАХ ТРАНСПОРТА

Способ создания движущей силы	Вид транспорта		
	наземный	водный	воздушный
Непосредственное приложение внешней силы	канатная тяга, эскалатор, фуникулер	паром, парусный флот (сила давления ветра)	лифт, канатно-кресельная дорога, пневмотранспорт
Использование реакции подвижной среды или твердой поверхности:			
отталкивание колесом от твердой поверхности	колесный транспорт	-	-
винчивание в подвижную среду	шнековый транспорт	винтовые суда	винтовые самолеты
отталкивание рычагами от среды или поверхности	шагающий экскаватор, гужевой транспорт, люди	весла люди, колесный пароход	махолет, птицы
Реактивная тяга	гоночные автомобили с реактивным двигателем	водометный двигатель, гоночные	реактивные самолеты, ракеты

При проектировании локомотивов расчетные значения силы тяги $F_{кр}$, по которым рассчитывают возможный для локомотива вес поезда, устанавливают не по пределу сцепления, а с некоторым запасом, считая $F_{кр} = \varphi \cdot P$, где $\varphi = F_{кр} / P$ — так называемый коэффициент тяги ($\varphi < \psi_K$).

Величина коэффициента тяги, например, для большинства серийных грузовых тепловозов находится в пределах 0,18-0,19 при расчетной величине коэффициента сцепления примерно 0,26 [1].

Сила тяги зависит от коэффициента сцепления β и угла подъема пути α по зависимости [2]:

$$Q = N(\beta \cos \alpha - \sin \alpha). \quad (1)$$

Как видно из зависимости (1), угол подъема пути является важной характеристикой провозной способности железных дорог. Так, при $\beta = 0,2$ предельный подъем теоретически равен $\alpha = 11^\circ$. При увеличении угла подъема на 5° сила тяги падает на 44° [2].

Зависимость (1) также показывает, что сила тяги прямо пропорциональна коэффициенту сцепления, который определяется, как было показано выше, различными факторами. В табл. 2 приведены значения коэффициента сцепления в зависимости от состояния пути [2].

Таблица 2

ЗАВИСИМОСТЬ КОЭФФИЦИЕНТА СЦЕПЛЕНИЯ ОТ СОСТОЯНИЯ ПУТИ

Состояние поверхности катания рельса	Коэффициент сцепления, β
сухая (чистая)	0,25-0,30
сухая (с песком)	0,25-0,33
важная (чистая)	0,18-0,20
важная (с песком)	0,22-0,25
загрязненная влажная поверхность	0,15-0,18
роса или туманная	0,09-0,15
сырая поверхность, наледь	0,15
наледь на рельсе с песком	0,20
легкий снег на рельсе	0,10
легкий снег с песком на рельсе	0,15
мокрые листья на рельсе	0,07

Количественной оценкой взаимодействия поверхностей, как известно, является коэффициент пропорциональности между тангенциальной реакцией и нормальной нагрузкой согласно закону Кулона:

$$F = \mu N, \quad (2)$$

где F — сила трения;

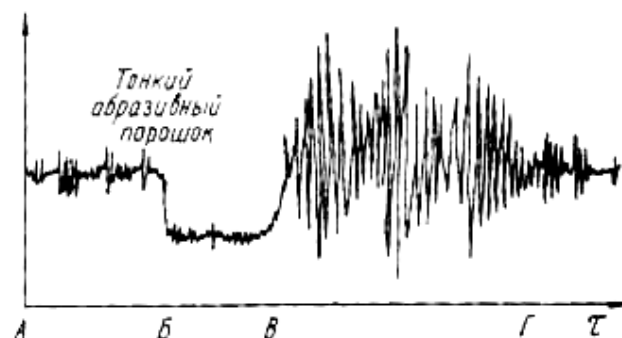
N — нормальная нагрузка;

μ — коэффициент пропорциональности.

Многочисленные экспериментальные и производственные испытания показали, что одной и той же нормальной нагрузке могут соответствовать самые разные значения сил трения в зависимости от

скорости относительного перемещения, температуры и среды [3].

Яркой иллюстрацией неопределенности понятия о коэффициенте трения является пример, приведенный на рисунке [4]. В зависимости от класса чистоты поверхности, наличия или отсутствия пленок окислов и пленки смазки коэффициент трения при неизменных значениях нагрузки может изменяться на два порядка [5].

Зависимость силы трения F от времени t при возникновении на контакте различных физико-химических процессов

На железнодорожном транспорте важнейшей проблемой является повышение силы тяги, которая определяется процессами трения, развивающимися на фрикционном контакте колеса и рельса, т.е. пропорционально силе трения. Чем выше сила трения, тем больше сила трения в контакте колеса с рельсом. Таким образом, трение является источником, причиной силы тяги локомотива [3].

Известны три способа повышения коэффициента сцепления колеса с рельсом [4]:

- механический (подсыпка песка);
- химический (использование специальных присадок, модификаторов);
- электрический (выжигание загрязнений с помощью плазменной дуги).

Наиболее распространенным способом увеличения тяги локомотива является подсыпка песка, что, с другой стороны, приводит к абразивному износу поверхностей катания.

Аналогично изменению сил трения, изменяются и силы тяги локомотива.

Поэтому, как показано в [5], задача локомотивных бригад и инженерного персонала состоит в обеспечении необходимых условий по надежному обеспечению химической и физической чистоты фрикционного контакта (сухой рельс и сухой песок, четкая работа песочных форсунок, дозированная подача песка в контакт колеса и рельса).

В этом заключается один из эффективных методов повышения силы тяги локомотивов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Кузьмич В.Д., Руднев В.С. Общие принципы механики движения поездов и работы локомотивов // Локомотивы. 2006.

№ 1. С. 5-8.

2. Буше Н.А. Трение, износ и усталость в машинах // Транспортная техника. М.: Транспорт, 1987. 223 с.

3. Надежность и долговечность машин / Под ред. Б.И. Костецкого. Киев: Техника, 1975. 408 с.

4. Кажигулов А.К. Особенности контактного взаимодействия колес подвижного состава и пути // Вестник КазНТУ. 2006. № 3. С. 95-98.

5. Гура Г.С. Колесо-рельс: Проблемы, противоречия, компромиссы // Локомотив. 2006. № 3. С. 30-33.

УД 338.31:622.272

Ю.П. ХАРЬКОВКИЙ
В.М. ХАРЬКОВСКАЯ**Экономические аспекты разработки твердых полезных ископаемых методом скважинной гидродобычи**

Скважинная гидродобыча (СГД) — это метод подземной добычи твердых полезных ископаемых, основанный на приведении руды на месте ее залегания в агрегатно-подвижное состояние путем гидромеханического воздействия на нее и выдачи в виде гидросмеси на поверхность.

Добыча полезного ископаемого ведется через специально оборудованные и подготовленные скважины, причем добычная скважина является вскрывающей, подготовительной и нарезной выработкой, из которой ведется очистная выемка полезного ископаемого.

Добыча полезных ископаемых с использованием СГД создает такие преимущества перед обычными способами добычи, которые позволяют по-новому оценить как известные месторождения, так и вновь открываемые. Кроме того, СГД обеспечивает технологический, экономический и экологический эффекты.

Рассмотрим вкратце сущность вышепредложенных эффектов при использовании СГД.

Технологический эффект. Главными факторами, обеспечивающими высокую эффективность СГД, являются малооперационность и поточность основного процесса добычи, что обеспечивает возможность ее полной механизации и автоматизации.

СГД обеспечивает исключение большинства недобычных операций по вскрытию (буровзрывные работы, экскавацию и транспортирование вскрышных пород). Обводненность месторождений и даже полное затопление добычной камеры существенно не затрудняют ведение технологического процесса добычи. Заболоченность поверхности или даже залегание месторождения под водоемом не являются препятствием для его эксплуатации, так как добычные агрегаты могут быть смонтированы на шасси, в болотном исполнении, или на понтоне, барже.

Экономический эффект. Простота основного оборудования предопределяет небольшие капитальные вложения. Дорогостоящие вскрышные работы заменяются бурением добычных скважин. С увеличением глубины разработки затраты на разработку месторождения возрастают незначительно. Попутное обогащение в процессе гидродобычи и гидротранспорта сокращает расходы на переработку руды и улучшает качество концентрата. Автоматизация поточного гидравлического процесса добычи, доставки, подъема позволяет осуществлять полную автоматизацию производственного процесса.

Экологический эффект. При скважинной гидродобыче создаются благоприятные возможности по обеспечению охраны природы и безопасной работы. Отсутствие вскрышных работ в традиционном смысле позволяет сохранить в целостности культурный слой почвы, а при разработке месторождения в затопленной камере — режим поверхностных и подземных вод. Затраты на рекультивацию поверхности месторождения после СГД незначительны, так как она сводится в основном к ликвидации разведочных и добычных скважин.

Отсутствие взрывных и погрузочных работ и автомобильной откатки практически исключает запыленность и загазованность атмосферы и полностью снимает вопрос вентиляции, как при разработке месторождения глубокими карьерами или шахтами, тем самым обеспечиваются комфортные условия труда.

Вышеперечисленные преимущества СГД позволяют рекомендовать данный метод для отработки в перспективе Нижне-Илийского бурогоугольного месторождения, расположенного в дельте реки Или, представляющей собой труднодоступную заболоченную местность. Кроме того, названное месторождение расположено на территории заповедников и заказников Республики Казахстан.

Экономические условия разработки связаны с географией месторождения (районный коэффициент удорожания, надбавки к заработной плате, отпускные цены на энергию, материалы, оптовая цена полезного ископаемого и т.д.).

Технические, технологические и конструктивные решения (предельная глубина, средства бурения, размыва, гидроподъема, гидротранспорта, расстояние между скважинами, их диаметр, параметры рабочих агрегатов, извлечение полезного ископаемого из недр и т.д.) в основном определяются экономической целесообразностью в соответствии с условиями разработки и техническими возможностями сегодняшнего дня. Так, например, параметры добычной камеры, с одной стороны, определяются устойчивостью покрывающих пород, а с другой — максимально возможным радиусом действия принятого добычного оборудования.

Технико-экономические показатели метода СГД, с одной стороны, определяются исходными физико-геологическими условиями разрабатываемого месторождения, с другой — принимаемыми техническими и технологическими решениями.

Параметры технологии (управляемые величины, характеризующие процесс добычи) определяют показатели метода для его экономической оценки и сравнения как по структуре капитальных вложений, так и по размерам эксплуатационных и трудовых затрат.

Ниже рассмотрим основные компоненты, составляющие базу экономических аспектов разработки полезных ископаемых методом СГД.

Анализ структуры капитальных вложений при СГД. Величина капитальных вложений при СГД складывается из затрат на подготовку поверхности (осушение поверхности, оборудование для подготовки поверхности); бурение скважин (оборудование для бурения скважин, бурение добычных скважин); гидродобычу (основное и прочее оборудование гидродобычи, водоснабжение); складирование и отгрузку руды с карт намыва (карта намыва, оборудование карты намыва); гидротранспортирование руды до карты намыва; вспомогательные объекты и прочие затраты (энергетическое хозяйство и связь, автодороги, автотранспорт, ремонтное хозяйство, административно-бытовой комбинат, склады, благоустройство, временные здания и сооружения, прочие непредвиденные работы и затраты).

Характерной особенностью горно-добывающей промышленности является высокий уровень капитальных затрат. Метод СГД в отличие от традиционных методов разработки позволяет снизить уровень капиталовложений в 1,5-2 раза. Это обусловлено резким снижением затрат на сооружение горно-капитальных выработок (на карьерах примерно 20 %), при СГД — (3-10 % общих капитальных затрат) и на оборудование (на карьерах до 36 %), при СГД — 18 %.

Анализ структуры капитальных затрат на строительство предприятий СГД (табл. 1) показал,

что из объектов основного производственного назначения наибольшие капиталовложения приходится на скважины гидродобычи, самоходные гидродобычные агрегаты, карты намыва, объекты оборотного водоснабжения и объекты энергетического хозяйства. Затраты на перечисленные объекты, кроме карты намыва объектов энергетического хозяйства, составляющих около 30 % общих капитальных затрат, в основном обуславливаются производственной мощностью предприятия и определяются технологическими показателями добычи, которые зависят от условий отрабатываемых месторождений и принимаемых технических решений.

Затраты на сооружение скважин гидродобычи K_1 определяются произведением затрат на одну скважину $C_{скв}$ на их число $m_{скв}$. При постоянных горно-геологических условиях значение K_1 определяется числом скважин, отрабатываемых в первый год, т.е. частным от деления $V_{пл}$ — планового годового объема добычи на $V_{кам}$ — добычу из одной камеры.

Затраты на гидродобычные агрегаты аналогично затратам на сооружение добычных скважин определяются стоимостью одного агрегата и их числом. Число агрегатов $m_{агр}$, необходимых для выполнения плана, определяется частным от деления $m_{скв}$ — планового числа скважин, отрабатываемых за рассматриваемый период, на $m_{скв,агр}$ — число скважин, отрабатываемых одним агрегатом за этот же период $t_{пл}$, при $t_{скв}$ в среднем периоде отработки одной скважины, который складывается соответственно из времени на монтаж-демонтаж оборудования и на отработку скважины ($t_m, t_d, t_{отр}$) в часах, причем время отработки является частным от деления объема добычи со скважин на производительность агрегата — $P_{агр}$, т/ч.

Таблица 1

СТРУКТУРА КАПИТАЛЬНЫХ ЗАТРАТ НА СТРОИТЕЛЬСТВО ПРЕДПРИЯТИЙ СГД (ДАННЫЕ ВНИИГА)

Наименование объектов, работ и затрат	Мощность 100 тыс.т		Мощность 1 млн.т		Мощность 2,5 млн.т	
	сметные затраты	% к общим затратам	сметные затраты	% к общим затратам	сметные затраты	% к общим затратам
Подготовка поверхности	-	-	413	6,6	1760	6,4
Бурение скважин	174,6	12,1	436	7,0	902	3,3
Гидродобыча:	340,1	23,6	1126	18,0	4956	17,9
оборудование гидродобычи	160,0	11,1	551	8,8	1367	4,9
энергетический блок	54,3	3,8	228	3,7	-	-
оборотное водоснабжение	125,8	8,7	332	5,3	3573	12,9
прочее оборудование гидродобычи	-	-	15	0,2	16	-
Складирование и отгрузка руды с карт намыва:						
карта намыва	131,1	9,1	611	9,7	-	-
оборудование карты намыва	-	-	187	3,0	-	-
Гидротранспортирование руды до карт намыва	29,0	2,0	321,0	5,1	4496	16,2
Вспомогательные объекты:	331,4	22,9	2190,0	34,9	6517	23,8
линии электропередач	-	-	209,0	3,3	911	3,3
автодороги	-	-	580,0	9,3	4372	15,8
ремонтное хозяйство, АБК, склады	-	-	560,0	8,9	850	3,1
автотранспорт	-	-	230,0	3,7	384	1,4
энергетическое хозяйство и связь	194,1	13,4	611,0	9,7	-	-
Прочие затраты	437,8	30,3	986,0	15,7	5511	19,9

Следовательно, число агрегатов, необходимое для выполнения планового задания, может быть определено

$$m_{\text{ааа}} = \hat{E}_{\text{ааа}} \frac{V_{\text{ааа}}}{V_{\text{ааа}}} \frac{t_{\text{ааа}}}{t_{\text{ааа}}} = \hat{E}_{\text{ааа}} \frac{V_{\text{ааа}}}{t_{\text{ааа}}} \left(\frac{t_i + t_a}{V_{\text{ааа}}} + \frac{1}{\hat{I}_{\text{ааа}}} \right),$$

где $K_{\text{зап}}$ — коэффициент запаса.

Затраты на насосную станцию водоснабжения K_z , определяются капитальными затратами в расчете на единицу мощности насосной станции $K_{н.с.}$, удельными затратами воды g_e и плановым объемом добычи. Затраты на прочие объекты могут рассматриваться как величины, определяемые мощностью предприятия и в меньшей степени зависящие от технологических показателей добычи.

Основными технологическими показателями, определяющими уровень рассмотренных капитальных затрат, являются добыча из одной камеры, производительность добычного агрегата и удельные затраты технологической воды, т.е. на уровень капитальных затрат влияют глубина залегания рудного тела, устойчивость покрывающих пород и механическая прочность рудного тела.

Производительность труда и себестоимость добычи при СГД. Производительность труда при СГД зависит от трудоемкости следующих работ: по добыче (монтаж-демонтаж оборудования на скважине, добычные работы); горно-подготовительных (бурение скважин и установка оборудования); производства технологической воды, сжатого воздуха; транспортирования пульпы и вспомогательных работ.

Производительность труда на добычных и подготовительных работах, а следовательно, и по предприятию в целом зависит от горно-геологических условий разрабатываемого месторождения (глубины залегания рудного тела, его мощности, содержания полезного компонента в руде, механических свойств пород и т.д.) и от конструктивных и технологических параметров процесса добычи.

Горно-геологические условия месторождения характеризуются производительностью пласта с 1 м^2 , т.е. произведением мощности рудного пласта (h , м), плотности руды в массиве ($\tau/\text{м}^3$) и коэффициента извлечения полезного ископаемого.

Важными показателями процесса отработки, во многом определяющими эффективность процесса отработки при СГД, являются величины добычи из одной камеры и время ее отработки. Величина добычи из одной камеры определяется в основном мощностью рудного пласта и радиусом R отработки камеры с учетом коэффициента извлечения полезного ископаемого из камеры на поверхность η :

$$V_{\text{ааа}} = h\pi R^2 \eta, \text{ т.}$$

Производительность труда рабочих на добычных работах

$$\hat{I}_{\text{ааа}} = \frac{h\pi R^2 \eta}{n \left(t_m + t_d + \frac{V_{\text{ааа}}}{\hat{I}_{\text{ааа}}} \right)}.$$

Производительность труда с учетом всех стадий производственного процесса будет иметь следующий вид:

$$\hat{I} = \frac{V_{\text{ааа}}}{\dot{Q}_{\text{аа}} Q_{\text{а}} + \dot{Q}_{\text{аа}} Q_{\text{аа}} + \dot{Q}_{\text{а}} + \dot{Q}_{\text{а}} + \frac{n}{r} \left(t_i + t_a + \frac{V_{\text{ааа}}}{\hat{I}_{\text{ааа}}} \right)},$$

где $T_{\text{мв}}, T_{\text{св}}, T_{\text{в}}, T_{\text{б}}$ — трудоемкость соответственно производства 1 м^3 технологической воды и 1 м^3 сжатого воздуха, вспомогательных работ, бурения скважин для отработки одной камеры, чел.-смен;

$Q_{\text{в}}, Q_{\text{сж}}$ — расходы соответственно технологической воды и сжатого воздуха на камеру;

n — число рабочих, занятых на отработке одной камеры;

r — число часов в смене.

Анализируя приведенные выше зависимости, можно сделать вывод, что увеличение производительности труда при СГД может быть достигнуто путем увеличения объема добычи из камеры, производительности гидродобычного агрегата, снижения затрат технологической воды и сжатого воздуха, а также совершенствованием организации труда всех производственных звеньев.

Себестоимость добычи 1 т руды складывается из затрат на бурение и на оборудование добычных скважин, на производство технологической воды и сжатого воздуха, на основную и дополнительную заработную плату с начислениями, на амортизацию сооружений и оборудования, на электроэнергию и цеховые расходы. В табл. 2 приведена структура себестоимости 1 т фосфоритной руды методом СГД.

Таблица 2

СТРУКТУРА СЕБЕСТОИМОСТИ 1 т ФОСФОРИТНОЙ РУДЫ, ДОБЫТОЙ МЕТОДОМ СГД, %

Статья затрат	СГД-100* (фактическая)	СГД-1000*	СГД-1000* (непосредственно добычные работы)
Подготовка поверхности	-	5	-
Бурение скважин	50	12	31,6
Гидродобыча:	-	26	-
электроэнергия	25	8,1	21,3
заработная плата	11,5	4,8	12,6
расходы на содержание и эксплуатацию оборудования	11	8,2	21,6
цеховые расходы	2,5	4,9	12,9
Гидротранспорт	-	9	-
Складирование и отгрузка с карты намыва	-	11	-
Автотранспорт руды на фабрику	-	37	-

* Производственная мощность предприятия, тыс.т.

Из табл. 2 видно, что основными статьями затрат являются расходы на горно-подготовительные работы, технологическую воду, заработную плату и амортизацию.

Анализ экономики вскрытия месторождений при СГД. Затраты на подготовку месторождения к отработке во многом зависят от глубины, диаметра и сетки расположения добычных скважин. Естественно, что затраты на горно-подготовительные работы зависят от способа вскрытия (двухскважинным или односкважинным) и глубины залегания рудного пласта. Причем переход на односкважинную технологию СГД влечет за собой сокращение затрат на вскрытие месторождения. Наряду с этим снижение затрат на горно-подготовительные работы может быть достигнуто в результате увеличения объема добычи из камеры. Последнее в значительной степени определяет параметры сетки расположения добычных скважин на площади залежи. Увеличение расстояния между добычными скважинами, как правило, влечет за собой увеличение объема добычи из камеры, но это явление сопровождается нежелательным возрастанием потерь полезного ископаемого при добыче. При этом возникает задача определения рациональных параметров сетки скважин.

Рассматривая задачу о наиболее эффективном размещении скважин, отвечающем оптимальным значениям затрат и извлечения, необходимо учитывать влияние совокупности горно-геологических и технико-экономических факторов на извлечение и величину затрат для задаваемых типов добычного оборудования.

Потери полезного ископаемого при СГД обусловлены размерами междукамерных целиков и технологическими потерями в камере, связанными с несовершенством технологии добычи. Размеры междукамерных целиков определяются прочностью пласта и покрывающих пород. При прочих равных условиях предполагается, что с увеличением добычи из камер объем целиков должен возрастать.

Технологические потери в камере, возникающие от недоразмыва руды камеры, их величина зависят от точности управления процессами разрушения и доставки. Величина технологических потерь, вызванных несовершенством формы образования камеры, определяется в основном неоднородностью механических свойств пласта, а также потерями разрушенной руды, которые увеличиваются с возрастанием радиуса отработки из-за повышения дальности транспортировки руды.

Анализ затрат на горно-подготовительные работы показывает, что переход на односкважинную технологию отработки камер и рациональное их размещение на площади залежи являются факторами, снижающими себестоимость добычи руд СГД.

Рациональная область использования метода СГД. В тех случаях, когда месторождение по горно-техническим условиям может быть отработано различными способами, установление экономически целесообразного способа разработки становится достаточно сложной задачей. Это обусловлено тем, что в зависимости от способа разработки изменяются не только абсолютная величина капитальных вложений и эксплуатационных расходов, но и сроки осуществления затрат и ввода мощностей, годовые объемы производства, содержание полезного компонента в горной массе и т.д. При рассмотрении

метода СГД как одного из альтернативных вариантов отработки эта задача усугубляется значительным различием уровней потерь руды, характерных для метода СГД и для традиционных способов разработки, а также изменением качественного состава добываемого полезного ископаемого. Последнее обстоятельство может оказать значительное влияние на показатели процессов дальнейшей переработки полезных ископаемых и их использование.

Для оценки экономической эффективности различных способов разработки в настоящее время имеется несколько методов. До последнего времени широкое распространение имела оценка по себестоимости продукции. Однако при таком подходе не учитывается целый ряд важных факторов. К ним, в первую очередь, следует отнести величину капитальных вложений, авансируемых для достижения минимальной себестоимости, производительность труда, фактор времени и др.

В области оценки качества отработки месторождений полезных ископаемых наиболее видное место занимает работа академика РАН М.И. Агашкова. По этой методике экономические последствия от потерь выражаются разницей между ценностью потерянной части запасов $Ц_n$ и денежными возмещениями B_n , которые образуются в результате допущенных потерь в виде снижения издержек производства по добыче и переработке извлеченной части полезного ископаемого, роста производственной мощности предприятия по конечной продукции и размера получаемой прибыли:

$$\Delta_m = Ц_n - C_n = B_n Ц_n - B_u B_u,$$

где B_n и B_u — соответственно количество потерянного и извлеченного полезного ископаемого;

$Ц_n$ — ценность 1 т потерянного ископаемого;

B_u — величина возмещения на 1 т извлеченных балансовых запасов.

Потери в зависимости от конкретных условий могут вызвать как ущерб, так и экономию средств. Описанная методика рассматривает потери с точки зрения утраты возможной прибыли в случае их отработки. Но необходимо учитывать, что отработка теряемых запасов потребовала бы других затрат, а это привело бы к изменению прибыли при их добыче. Допущение об одинаковой ценности полезных ископаемых, отрабатываемых различными методами, также трудно доказуемо.

В качестве оценки эффективности при рассматриваемом методе СГД как одного из альтернативных вариантов отработки с учетом ценности теряемой части запасов полезного ископаемого можно использовать выражение:

$$\dot{Y} = \dot{A}_i^{\bar{n}\bar{n}} \ddot{O}_i^{\bar{n}\bar{n}} - \dot{A}_i^i \ddot{O}_i^i - \dot{A}_e^{\bar{n}\bar{n}} \ddot{U}_e^{\bar{n}\bar{n}}.$$

Ценность 1 т потерянных балансовых запасов полезного ископаемого может быть определена как сумма затрат на разведку 1 т балансовых запасов d_p , недополученной прибыли с 1 т недоизвлеченных запасов d_{np} и величины капитальных затрат, отнесенной к 1 т балансовых запасов $d_{к.з.}$

Методы разработки месторождений полезных ископаемых требуют разной степени детализации запасов, что связано с различными затратами на разведку. Затраты на разведку, отнесенные к 1 т балансовых запасов, определяются произведением оптовой цены 1 т продукции на долю затрат на разведку в цене 1 т данного полезного ископаемого.

Недополученная прибыль может быть определена как разность между оптовой ценой и среднеотраслевой добычей 1 т полезных ископаемых $C_{отр}$, однако эта величина является лишь условной прибылью народного хозяйства.

При постоянной добыче потерянная прибыль проявляется лишь только в конце отработки балансовых запасов через время T . Поэтому в расчете недополученной прибыли следует учитывать коэффициент приведения

$$d_{i\delta} = \frac{\ddot{O} - \tilde{N}_{i\delta\delta}}{\hat{E}_{i\delta}}; \quad \hat{E}_{i\delta} = 1 + \hat{A}^{\circ}.$$

Из сказанного следует, что ценность 1 т балансовых запасов при различных методах добычи будет различной; она зависит от горно-геологических условий месторождения, в том числе от глубины залегания рудного тела.

Подводя итог сказанному, следует отметить, что метод СГД характеризуется снижением величины капитальных затрат и улучшением всех показателей производительности труда и себестоимости продукции относительно традиционных способов добычи, т.е. СГД позволяет вовлекать в рентабельную эксплуатацию глубокозалегающие месторождения полезных ископаемых, также месторождения, расположенные в труднодоступных и заболоченных районах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Арено В.Ж., Исмагилов Б.В., Шпак Д.Н. Сквжинная гидродобыча твердых полезных ископаемых. М.: Недра, 1980.
2. Агошков М.И. О критериях экономической эффективности при решении горно-экономических задач // Горный журнал. 1977. № 1.
3. Агошков М.И. Техничко-экономическая оценка полноты и качества извлечения при добыче твердых полезных ископаемых. М.: Недра, 1979.

УДК 656.222.3

**К.С. ТАЛАСПЕКОВ
Б.Б. ЖАРДЕМОВ**

Дифференциация оценок для оптимизации сроков реконструкции железнодорожных участков

Прогресс развития технического оснащения сети железных дорог понимается как последовательное изменение во времени технической оснащенности важнейших объектов сети: линий и станций вследствие их модернизации или реконструкции с целью внедрения на этих объектах современных технических решений и технологий перевозочного процесса для выполнения перспективного сетевого плана перевозок грузов и пассажиров, заданного на ближнюю или дальнюю перспективу. Выбор оптимального развития технического оснащения сети заключается в определении такой последовательности состояний объектов сети, при которой выполнение перспективного сетевого плана перевозок обеспечивается с максимальной экономической эффективностью при условии выполнения заданных ресурсных ограничений [1].

Для установления оптимальности допустимых сроков реконструкции транспортного объекта используются дифференциальные оценки сроков реконструкции. С помощью дифференциальных оценок можно получить другую формулировку необходимых и достаточных условий и на этой основе разработать эффективный метод решения задачи выбора оптимальных сроков реконструкции транспортного объекта [2]. В настоящей работе дается описание алгоритма этого метода.

Рассмотрим невырожденное множество $D \subset R^n$ допустимых сроков реконструкции транспортного

объекта, развитие которого осуществляется по некоторой заданной схеме размерностью $n + 1$. Возьмем произвольную координату x_k вектора сроков реконструкции $x \in D$. Обозначим индексом m — максимальное число равенств в системе.

$$\begin{aligned} t_{k+1}^0 + x_k &= x_{k+1}, \\ \dots \\ t_{k+m}^0 + x_{k+m-1} &= x_{k+m}, \\ t_{k+m+1}^0 + x_{k+m} &= x_{k+m+1}, \end{aligned} \quad (1)$$

которые выполняются, начиная со срока реконструкции x_k .

Максимальное число равенств в системе (1) будем называть прямым индексом срока реконструкции x_k . Если для x_k индекс $k = n$ или

$$t_{k+1}^0 + x_k = x_{k+1},$$

то будем считать прямой индекс срока реконструкции x_k равным нулю. Пусть теперь для этой же координаты x_k выполняются равенства:

$$\begin{aligned} t_k^0 + x_{k-1} &= x_k, \\ \dots \\ t_{k-r+1}^0 + x_{k-r} &= x_{k-r+1}, \\ t_{k-r}^0 + x_{k-r-1} &= x_{k-r}. \end{aligned} \quad (2)$$

Договоримся, из системы равенств (3) всегда исключать равенство $t_1^0 + x_0 = x_1$. При таком соглашении r всегда будет меньше k .

Максимальное число равенств в системе (3) называется обратным индексом срока реконструкции x_k .

Если для срока реконструкции x_k справедливо неравенство

$$t_k^0 + x_{k-1} = x_k, \quad (3)$$

то обратный индекс считается равным нулю. Для срока реконструкции x_1 всегда будем считать обратный индекс равным нулю. Рассмотрим примеры, поясняющие определение прямого и обратного индексов координат вектора срока реконструкции $x \in D$.

Для вектора сроков реконструкции $x = (x_1, \dots, x_6)$ (рис. 1) прямой индекс равен:

- 0 — для координат x_3, x_5, x_6 ;
- 1 — для координат x_2, x_4 ;
- 2 — для координаты x_1 .

Обратный индекс равен:

- 0 — для координат x_1, x_4, x_6 ;
- 1 — для координат x_2, x_5 ;
- 2 — для координаты x_3 .

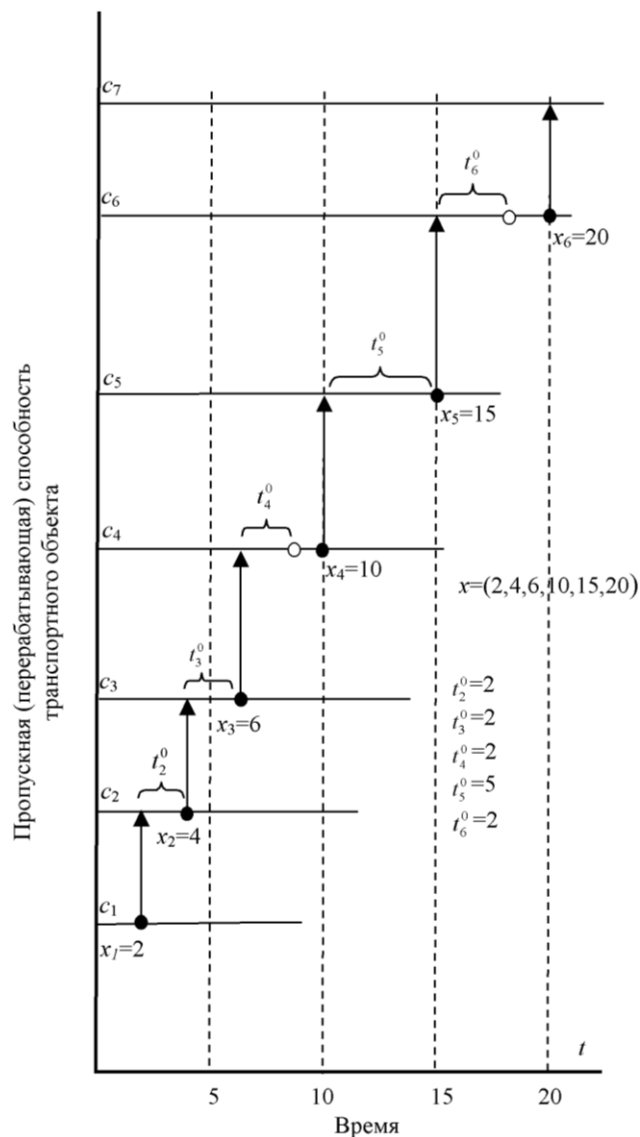


Рис. 1. Графики развития транспортного объекта

Дифференциальной оценкой срока реконструкции x_k вектора допустимых сроков реконструкции транспортного объекта x называется число, обозначаемое символом $\delta(x_k)$, равное

$$\delta(x_k) = \sum_{i=k}^{k+m} \frac{\partial F(x)}{\partial x_i}. \quad (4)$$

Вычислив частные производные функции F , дифференциальную оценку (4) можно записать следующим образом:

$$\delta(x_k) = \sum_{i=k}^{k+m} \frac{E_i(x_i) - E_{i+1}(x_i) - E_n \cdot K_i}{a^{x_i}}, \quad (5)$$

а с учетом (2) и принятого обозначения $\tau_i^0 = \sum_{j=1}^i t_j^0$

$$\delta(x_k) = \sum_{i=k}^{k+m} \frac{E_i(x_k + \tau_i^0 - \tau_i^0) - E_{i+1}(x_k + \tau_i^0 - \tau_i^0) - E_i \cdot K_i}{a^{x_i}}. \quad (6)$$

Для вектора сроков реконструкции линейного транспортного объекта (рис. 1) дифференциальные оценки координат будут определяться следующими выражениями:

для срока реконструкции x_1

$$\delta(x_1) = \sum_{i=1}^3 \frac{E_i(x_1) - E_{i+1}(x_1) - E_n \cdot K_i}{a^{x_1}};$$

для срока реконструкции x_2

$$\delta(x_2) = \sum_{i=1}^3 \frac{E_i(x_2) - E_{i+1}(x_2) - E_n \cdot K_i}{a^{x_2}};$$

для срока реконструкции x_3 ($x_3 = x_1 + t_2^0 + t_3^0$)

$$\delta(x_3) = \sum_{i=1}^3 \frac{E_3(x_1 + t_2^0 + t_3^0) - E_4(x_1 + t_2^0 + t_3^0) - E_n \cdot K_i}{a^{x_1 + t_2^0 + t_3^0}}$$

и так далее.

Принципиальная блок-схема алгоритма решения задачи выбора оптимальных сроков реконструкции транспортного объекта показана на рис. 2.

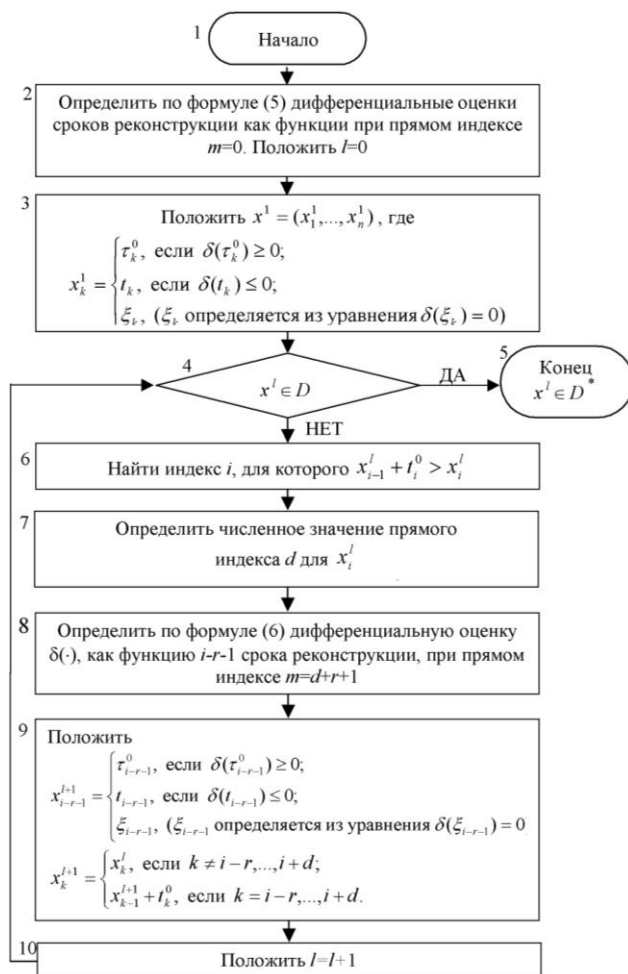


Рис. 2. Алгоритм метода дифференциальных оценок

Этот алгоритм состоит из 10 шагов, из которых можно выделить два расчетных контура. Первый расчетный контур включает следующие шаги: шаг 1 – шаг 2 – шаг 3. Вычисления по алгоритму метода дифференциальных оценок обязательно начинаются с этого контура, и сроки реконструкции на третьем шаге выбираются таким образом, чтобы их дифференциальные оценки удовлетворяли заданным условиям с учетом ограничений.

Поэтому если полученный при таком определении вектор сроков реконструкции транспортного объекта является допустимым, т.е. принадлежит множеству D , то расчет заканчивается. В противном случае, т.е. если $x^l \notin D$, расчет выполняется по второму контуру — циклу. Этот контур состоит из следующих шагов. Шаг 6 – ... – шаг 10 – шаг 4. Они выполняются до тех пор, пока вектор сроков x^l не станет допустимым. На шестой шаг алгоритма мы попадаем всякий раз, когда найдутся такие сроки реконструкции x_{i-1}^l и x_i^l , для которых справедливо соотношение $x_{i-1}^l + t_i^0 > x_i^l$.

В общем случае срок реконструкции x_{i-1}^l может иметь обратный индекс r , а срок x_i^l — прямой индекс d . На седьмом шаге определяется численное значение этих индексов, а на девятом — устраняется логическая противоречивость сроков x_{i-1}^l и x_i^l . Для этого вычисляется новый вектор сроков реконструкции x^{l+1} , координаты которого с номерами от $i-r$ до $i+d$ «выравниваются», т.е. принимается, что

$$x_k^{l+1} = x_{k-1}^{l+1} + t_k^0, \quad k = i-r, \dots, i+d.$$

Остальные координаты вектора x^{l+1} совпадают со сроками реконструкции вектора x^l . Причем при таком изменении координат не нарушаются заданные условия и ограничения. Поэтому, как только при некотором $l=q$ вектор сроков реконструкции станет допустимым, расчет заканчивается, а оптимальность этого вектора гарантируется необходимым и достаточным условием в форме дифференциальных оценок.

Окончательно подводя итог, можно сделать следующий вывод.

Если развитие транспортного объекта осуществляется по схеме s размерностью $n+1$ и для технических сроков реконструкции t_i ($i = 1, \dots, n$), справедливы неравенства, а для критериальной функции — условия, монотонности дифференциальных затрат, то с помощью алгоритма метода дифференциальных оценок можно получить конечную последовательность векторов — сроков реконструкции

$$x^1, \dots, x^q,$$

число элементов которой не превышает n , а последний член этой последовательности — x^q принадлежит множеству оптимальных сроков реконструкции транспортного объекта D^* .

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Галабурда В.Г. Оптимальное планирование грузопотоков. М.: Транспорт, 1985. 256 с.
2. Ильин В.А., Садовничий В.А., Сендов Бл. Х. Математический анализ. М.: Наука, 1979. 720 с.

УДК 378.012.004.12

Г.С. ЖЕТЕСОВА
Ж.Т. САРТАБАЕВ

Процессный подход к управлению качеством

Успех принятого в мире процессного подхода к построению бизнеса и управлению обусловлен тем, что он позволяет организации учесть такой важный аспект предпринимательской деятельности, как ориентация на конечный продукт, т.е. предоставление клиенту качественного продукта в сжатые сроки и с минимальными затратами. Кроме того, сама модель системы, за единицу управления которой принимается процесс, характеризуется динамичным поведением и более гибким реагированием на внешние и внутренние изменения. Преимущество процессного подхода состоит также в непрерывности управления, которое он обеспечивает на стыках отдельных подпроцессов с учетом их взаимодействия.

Процесс считается установленным, если:

- назначено лицо, ответственное за него;
- тем или иным образом документированы относящиеся к нему процедуры и методики;
- определены необходимые для его протекания ресурсы.

Взаимосвязи процессов организации часто являются сложными и в результате превращаются в сеть процессов. Очень важно выделить цепь процессов, определяющих основную часть добавочной стоимости, и установить, как каждый

процесс влияет на способность выполнять требования заказчика по отношению к продукту.

Деятельность организации можно представить в виде совокупности процессов (рис. 1) [1].

Каждый процесс имеет вход и выход. Выходом процесса может быть, например, документ, программный продукт, химическое вещество, банковская услуга, медицинское оборудование или промежуточная продукция (полуфабрикат) любой общей категории. Входом процесса может являться материальная или нематериальная продукция или природное сырье. Каждый процесс включает определенным образом ресурсы, в том числе трудовые. На входе и выходе процесса, а также в различных фазах процесса могут проводиться измерения.

Следуя идеям процессного подхода, будем рассматривать производство продукции как уникальный управляемый процесс, предпринятый для достижения соответствующей конкретным требованиям цели, представляющий собой совокупность взаимосвязанных скоординированных подпроцессов, имеющих ограничения по срокам, стоимости, ресурсам и показателям качества. Целью производства продукции является удовлетворение потребностей и ожиданий клиента и других

заинтересованных сторон (исполнителей проекта, поставщиков, владельцев, общества) результативным и эффективным способом.

Связь процессов управленческой деятельности и иерархии процессов жизненного цикла продукции представлена на рис. 2. Успех производства продукции, его результативность во многом определяются тем, эффективно ли он структурирован, оптимально ли спроектированы цепочки организационно-технологического взаимодействия подпроцессов внутри структуры и как организовано взаимодействие структур. На рис.

2 показано, что в «зоне видимости» менеджера, ответственного за конкретный этап жизненного цикла продукции, находятся процессы следующего уровня структуризации, помеченные на рис. 2 звездочкой. Обычно процессы, находящиеся в помеченной звездочкой зоне, отражаются в контрактной документации. Стремление менеджера снизить уровни рисков и затрат часто приводит к необходимости реинжиниринга процессов, в том числе организационного, к совершенствованию технологий выполнения процессов и т.д.

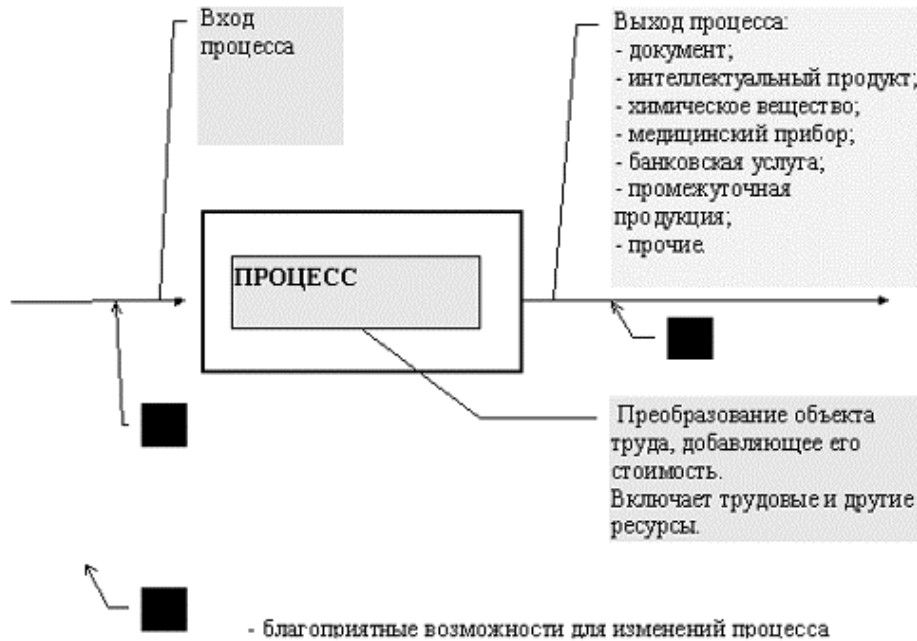


Рис. 1. Деятельность организации как процесса

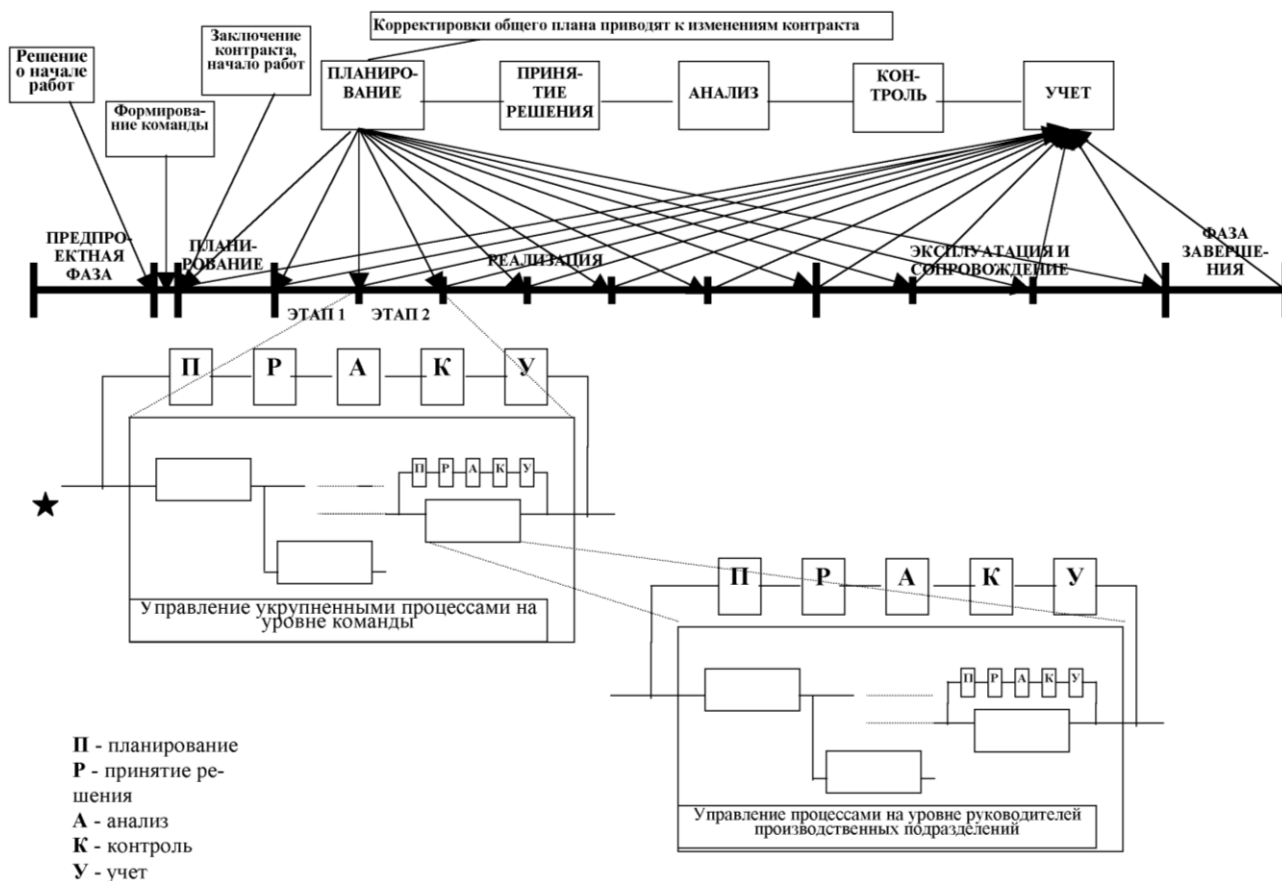


Рис. 2. Связь процессов управленческой деятельности и иерархии процессов жизненного цикла продукции

В настоящее время единственным средством доказательства высокого профессионального уровня управленческих услуг и обеспечения качества продукции, полностью отвечающего требованиям заказчика, является наличие у управляющей фирмы сертифицированной системы менеджмента качества, которая будет гарантировать качество процессов управления и качество исполнения в точном соответствии с требованиями, установленными заказчиком.

Следуя методологии международных стандартов серии МС ИСО 9000:2000, уже при разработке и внедрении системы менеджмента качества управляющая фирма должна:

- определить все необходимые процессы, в том числе — для системы менеджмента качества, и их применение во всей организации;
- определить последовательность и взаимодействие этих процессов;
- определить критерии оценки эффективности и методы, необходимые для обеспечения результативности процессов, как при осуществлении, так и при управлении ими;
- обеспечить наличие ресурсов и информации, необходимых и достаточных для поддержания процессов в рабочем состоянии и проведения их мониторинга;
- осуществлять мониторинг, измерение и всесторонний анализ процессов;
- обеспечивать достижение запланированных результатов и принимать меры для постоянного улучшения процессов.

Эффективность деятельности ответственного за качество в команде проекта существенно возрастет, если системы менеджмента качества внедрены не только в управляющей фирме, но и в организациях-участниках проекта. Это позволит менеджеру по качеству использовать при управлении качеством проекта уже имеющиеся в организациях документированные процедуры, программы контроля качества продукции (планы качества) и другие документы, будет гарантировать полное взаимопонимание и согласованность действий организации-участника с командой и другими участниками.

В общую систему включаются, соответственно, участник реализации проекта и объект автоматизации, имеющие свои бизнес-процессы и своих заказчиков, готовые платить за результаты деятельности.

Известно, что каждый подпроцесс в бизнес-процессе, каждый его этап вносит свою лепту в общую стоимость для конечного потребителя или клиента. Большая часть подпроцессов возникает в соответствии с технологией их выполнения, принятой у данного производителя. На осуществление этих подпроцессов расходуются время, деньги и другие ресурсы. Правильное бизнес-проектирование процессов производства вскрывает резервы улучшений и приводит к удешевлению продукции участника.

Следовательно, современные подходы к организации, управлению и исполнению любой деятельности должны опираться, прежде всего, на идеи менеджмента качества и процессный подход как средства описания деятельности. Сертификат системы

менеджмента качества должен стать весомым аргументом при выборе партнеров в бизнесе,

особенно в условиях нестабильной экономики Казахстана.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Воропаев В.И. Управление проектами в России. М.: Аланс, 1995.

УДК 681.5:622

**Л.А. АВДЕЕВ
С.А. БРАТЦЕВ**

Технологическая сигнализация и защита в автоматизированных системах контроля и управления электротехнических комплексов угольных шахт

Система контроля и управления электротехническими комплексами (ЭТК) технологических участков угольных шахт (добычные и проходческие забои, конвейерный транспорт, вентиляторные и подъемные установки и т.п.) в части подсистем сигнализации и защиты обычно имеют в своем составе аварийную сигнализацию и защиту.

Максимальная токовая защита ЭТК от короткого замыкания (ТКЗ) и перегрузок осуществляется плавкими предохранителями, электромагнитными токовыми реле и расцепителями, а также специальными блоками защит УМЗ и ПМЗ, которые встраиваются в магнитные пускатели, автоматические выключатели, станции управления, аппаратуру автоматизации и т.д.

Такое представление о технологической защите и технологической сигнализации (объединение всех типов сигнализации) формирует неправильное понимание подсистемы технологической сигнализации и защиты по контролируемым технологическим параметрам.

В нормативной и технологической литературе существуют варианты названий подсистем: технологических защит и защитных блокировок (ТЗ и ЗБ); ТЗ; технологической сигнализации; сигнализации; предупредительной и аварийной сигнализации (ПАС). Такое разнообразие понятий приводит к неоднозначному их пониманию. А объединение ТЗ и ЗБ [1] в одну подсистему является необоснованным, поскольку это в принципе функционально различные подсистемы.

В одних отраслях промышленности [2] системы управления имеют технологическую защиту и технологическую сигнализацию, а в других отраслях имеется только технологическая сигнализация [3], однозначное представление таких понятий является принципиальным для правильного понимания функции технологической сигнализации и защиты.

Кроме того, в технической документации употребление термина «защита на сигнал» в технологической терминологии несет в себе ошибочное представление о состоянии технологической защиты по контролируемому параметру.

В отраслях промышленности, где в системах контроля и управления имеется только технологическая сигнализация, необходимые действия при срабатывании предупредительной сигнализации и аварийной сигнализации выполняет

оператор, контролирующий технологический процесс (ТП) согласно должностной инструкции. В таких системах технологическая сигнализация является частью всей подсистемы сигнализации.

Там, где имеется технологическая защита, функции технологических сигнализаций (предупредительной и аварийной) являются составной и неотъемлемой частью подсистемы технологической защиты и занимают в ее структуре строго определенное место.

В технической и нормативной документации для угольной промышленности в настоящее время отсутствует понятие «технологическая защита», регламентируются только требования к аварийной защите сигнализации.

Однако в последние годы начался процесс оснащения угольных шахт АО «Миттал Стил Темиртау» автоматизированными системами контроля параметров безопасности на основных технологических объектах шахты с применением современных средств вычислительной техники.

Наличие таких аппаратно-программных средств в составе систем управления позволяет ставить вопрос о реализации функций технологической защиты объекта контроля с целью недопущения срабатывания аварийной защиты и сигнализации.

Рассмотрим структурную схему технологической защиты (ТЗ), в которой представлен объем функций, необходимых для выполнения защиты ЭТК технологического участка угольной шахты (рисунок).



Структурная схема технологической защиты

Функциональное назначение блоков: 1 — измерение (контроль) параметра; 2 — расчет статистических характеристик процесса изменения

контролируемого параметра; 3 — расчет предаварийных технологических уставок для каждого параметра; 4 — сравнение с уставками предупредительной сигнализации (ПС) и технологической защиты (ТЗ); 5 — ПС (световая и звуковая); 6 — формирование алгоритма защиты и выдачи команды в программу действия защиты (выполнение функции этого блока называется срабатыванием ТЗ системы управления); 7 — аварийная сигнализация (звуковая и световая).

Блоки 2, 3, 4, 6, 8 образуют ядро алгоритма ТЗ, в котором осуществляется процесс контроля всего периода предаварийной ситуации от момента возникновения предаварийной ситуации до срабатывания защиты. Здесь формируется и осуществляется алгоритм ТСЗ. Именно в этой части технологической защиты находится принципиальное отличие от существующего нормативного понимания защиты и сигнализации.

В случае возникновения предаварийной ситуации отказ любого из блоков последовательной цепи (1, 2, 3, 4, 6, 8) в структурной схеме технологической защиты может привести к несрабатыванию защиты и, как следствие, к аварии.

Авария с точки зрения технологического процесса может рассматриваться как процесс или результат разрушения объекта контроля или его составных частей. Подсистема ТЗ и создана для предотвращения аварии.

В случае возникновения предаварийной ситуации предлагается формулировка построения алгоритма ТСЗ, состоящая из двух частей:

1) при выходе контролируемого параметра из рабочего диапазона и достижения им предаварийной уставки срабатывает технологическая предупредительная сигнализация (ТПС), по которой оператор принимает соответствующие меры для возвращения параметра в рабочий диапазон; ТПС информирует оператора о возникновении предаварийной ситуации и поэтому является неотъемлемой частью подсистемы ТЗ;

2) при достижении контролируемым параметром величины аварийной уставки срабатывает защита, предназначенная предохранить ЭТК от разрушения, т.е. привести оборудование в безопасное состояние с помощью исполнительных органов защиты.

Каждое срабатывание защиты, включая и локальную, должно сопровождаться сигнализацией, извещающей о срабатывании защиты, указывая параметр, по которому сработала защита и его характеристики на момент срабатывания. Такая сигнализация будет считаться технологической аварийной и является следствием срабатывания ТЗ (блок 8).

Таким образом, предупредительная сигнализация информирует оператора о выходе контролируемого параметра из рабочего диапазона и возможном возникновении аварийной ситуации, а аварийная сигнализация сигнализирует о срабатывании защиты и является ее следствием. Временной интервал между срабатыванием ПС и ТЗ предназначен для принятия мер по выходу из предаварийной ситуации.

В общепромышленной нормативной документации [1] технологическая защита (ТЗ) и защитные блокировки (ЗБ) объединены в одну подсистему и обозначаются в проектной документации одной буквой «S», но следует обратить внимание на следующее: «Защитные блокировки, как правило, запрещают выполнение операций на технологическом оборудовании, приводящих к возникновению аварийных ситуаций [1], т.е. ЗБ участвуют в алгоритмах управления (включить, отключить, блокировать)» и находятся за пределами представленной структурной схемы ТЗ.

Объединение ТЗ и ЗБ в одну подсистему не может быть оправдано, т.к. общим у них является только конечная цель — не допустить аварии. Но пути и средства достижения цели совершенно разные: ТЗ формирует и реализует алгоритм защиты при возникновении угрозы аварии по технологическим параметрам, а ЗБ участвуют в функциях управления по блокированию условий возникновения предаварийных ситуаций, т.е. ЗБ и ТЗ — два параллельных канала в системе управления ЭТК, имеющих целью предотвращение аварии и независимо решающих свои задачи.

Объединение подсистем ТЗ и ЗБ затрудняет правильное понимание назначения ТСЗ и ее правильную функциональную реализацию.

Подтверждением вывода является обязательное разделение фирмой Siemens технологической защиты, обозначаемой в документации буквой «Z», а блокировки — буквой «S».

В электрической защите и сигнализации, согласно «Правилам устройства электроустановок (ПУЭ)», существует следующая терминология: «защита на сигнал» и «защита на отключение». В технологической — существует общепринятая следующая терминология — «предупредительная сигнализация» и «защита». Если сравнивать термины и их смысловое и функциональное значение, то можно сказать, что электрическая «защита на сигнал» соответствует технологической «защите». «Защита» в электрической и технологической терминологии имеет существенное различие в смысловом и функциональном значении и смешивать их в алгоритмах контроля и управления ЭТК нельзя, т.к. можно получить выводы и решения, исключающие происходящее в действительности, и предоставлять неправильную информацию для оператора.

Функционирование ЭТК в особо опасных условиях подземной добычи угля требует не только правильного понимания и формирования алгоритма ТЗ, но и продуманного ограничения доступа.

Сигнализация: «состояния» (включен-выключен), «положения» (открыто-закрыто), передача сигнализации из электрической схемы в технологическую, диагностика каналов контроля, об обнаруженных неисправностях различных устройств и т.д. — это принципиально другая сигнализация и недопустимо ее смешивать с «технологической сигнализацией по контролируемым параметрам».

Правильное понимание назначения и реализации ТСЗ — это шаг к повышению уровня безопасности

использования ЭТК в угольных шахтах.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. РД153-34.1-35.137-00 Технические требования к подсистеме технологических защит, выполненных на базе микропроцессорной техники.
2. Ганнелъ В.Я., Ястржемская И.Д. Электрические схемы управления и сигнализации на предприятиях пищевой промышленности. М.: Пищевая промышленность, 1969.
3. Клюев А.С., Глазов Б.В., Дубровский А.Х. Проектирование систем автоматизации технологических процессов: Справочное пособие. М.: Энергия, 1980.

УДК 62.83: 621.313

М.А. МУСТАФИН

Расчет энергетических характеристик электроприводов центробежных механизмов в динамических режимах

Вопросам исследования и разработки энергосберегающих электроприводов в последние годы уделяется повышенное внимание. Наибольшие перспективы для значительного сокращения расхода электроэнергии имеют центробежные механизмы (ЦМ). Это объясняется широким их распространением, большой установленной мощностью и продолжительным режимом работы. Работы ведутся по внедрению регулируемых электроприводов ЦМ, выбору оптимальных, ориентированных на конкретную нагрузку систем и схем электропривода, созданию алгоритмов управления, минимизирующих потери в самом приводе и в агрегате в целом.

Традиционно для механизмов центробежного действия основным (рабочим) режимом принято считать стационарный, с установившимися параметрами привода. Поэтому большинство трудов по оптимизации энергопотребления посвящено исследованиям установившихся процессов ЦМ и их приводов. Однако при включении, например, насоса в систему автоматического управления технологическим процессом значительную часть рабочего цикла будут составлять переходные процессы, которые вызваны оперативными включениями или отключениями отдельных элементов системы или изменением режимов их функционирования. В связи с этим важное значение приобретает исследование энергопотребления таких электроприводов не только в установившихся, но и в переходных режимах их работы.

В [1] предложена программа расчета переходных процессов, разработанная на базе математического приложения «Mathcad 2001» (MathSoft) для асинхронного электропривода с моментом сопротивления нагрузки, зависящим от частоты вращения ротора.

Полная система исходных уравнений, описывающих процессы в асинхронном электроприводе центробежных насосов, состоит из четырех групп: уравнений электромагнитного равновесия (Кирхгофа), описывающих электромагнитные процессы в двигателе, уравнений электромеханического преобразования энергии, уравнений, характеризующих

особенности механической нагрузки на валу двигателя и уравнений, отражающих выходные параметры и свойства источников питания.

Матрица, описывающая электромагнитные соотношения в АД, составлена в проекциях обобщенных векторов напряжений и токов на оси x , y , вращающихся синхронно с полем статора. Включение в уравнение напряжений u_2 и запись векторов в виде проекций позволяет наиболее просто провести расчет действующих значений и интегральных характеристик токов и напряжений в АД при различных вариантах подключения преобразователей (к статору, ротору) и различных схемах этих преобразователей.

Электромеханические соотношения в программе рассчитываются с учетом паспортных данных АД, насоса и трубопровода и параметров режимов их работы.

Вид переходного процесса и его параметры вместе с параметрами нагрузки определяют вектор начальных условий. Кроме того, используя подпрограмму «Расчет du/dt », можно задать форму и интенсивность нарастания управляющих воздействий. Далее выбирается метод численного решения системы (Рунге-Кутты с фиксированным или адаптированным шагом, Булириш-Штера и т.д.), интервал и шаг решения (более подробно о программе — в [1]). В результате на монитор в табличном или графическом виде выводятся мгновенные значения:

- проекций токов статора и ротора $i_{1x}(t)$, $i_{1y}(t)$, $i_{2x}(t)$, $i_{2y}(t)$;
- скорости вращения ротора АД $\omega(t)$;
- момента сопротивления механизма $M_C(t)$ и электромагнитного момента АД $M(t)$.

Этих данных достаточно для того, чтобы, используя дополнительный программный модуль «Расчет энергетических характеристик», получить данные энергопотребления в динамических режимах (рис. 1).

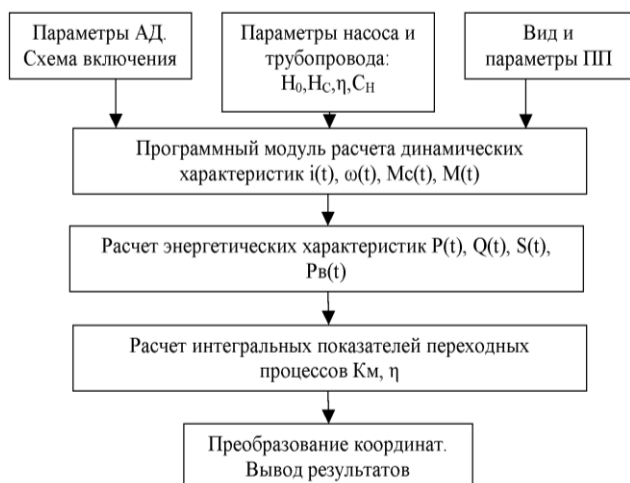


Рис. 1. Блок-схема расчета энергетических показателей электропривода ЦН в динамических режимах

Базовым является программный модуль «Расчет динамических характеристик» (описанный выше); при разработке программы использовались положения из [1], [3].

Так как в системе координат, вращающихся синхронно с вектором поля, векторы электромагнитных величин неподвижны относительно осей, активная и реактивная составляющие потребляемой двигателем мощности в программе рассчитываются просто:

$$\begin{aligned} P(t) &= 3(u_{1x}(t)i_{1x}(t) + u_{1y}(t)i_{1y}(t)), \\ Q(t) &= 3(u_{1x}(t)i_{1y}(t) - u_{1y}(t)i_{1x}(t)), \\ S(t) &= 3 \sqrt{u_{1x}^2 + u_{1y}^2} \sqrt{i_{1x}^2 + i_{1y}^2}. \end{aligned} \quad (1)$$

Поскольку при составлении системы уравнений электромагнитного равновесия вектор напряжения статора совмещен с осью x синхронных координат, в (1) проекция $u_{1y}=0$

На рис. 2, 3 представлены результаты расчетов мгновенных значений потребляемой мощности асинхронного двигателя при прямом пуске центробежного насоса и мгновенного коэффициента мощности двигателя

$$K_M(t) = \frac{P(t)}{S(t)}. \quad (2)$$

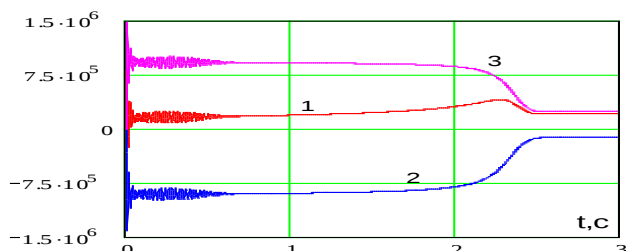


Рис. 2. Прямой пуск ЦН: 1 — активная мощность $P(t)$; 2 — реактивная мощность $Q(t)$; 3 — полная мощность $S(t)$

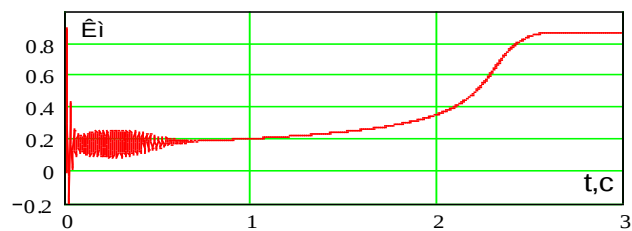


Рис. 3. Коэффициент мощности АД при прямом пуске ЦН

Далее в программе рассчитываются мгновенное значение полезной мощности на валу двигателя во время переходного процесса (рис. 4)

$$P_B(t) = \omega(t)M_{ЭМ}(t) \quad (3)$$

и мгновенный коэффициент полезного действия (рис. 5)

$$\eta(t) = \frac{P_B(t)}{P(t)}. \quad (4)$$

Предлагаемая программа предусматривает также вывод максимальных значений токов, моментов и мощностей АД в переходном режиме, что полезно при расчете систем защиты и формировании переходных процессов.

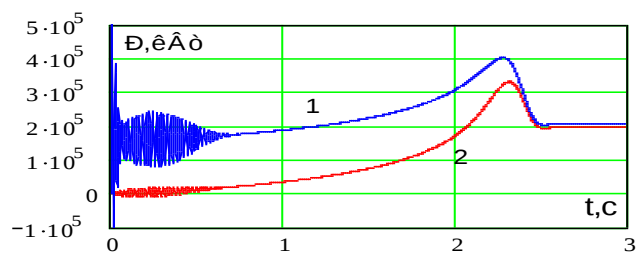


Рис. 4. Прямой пуск ЦН: 1 — потребляемая активная мощность $P(t)$; 2 — мощность на валу АД $Pв(t)$

Кроме характера протекания электромагнитных и электромеханических переходных процессов, при проектировании систем электропривода полезно знать интегральные характеристики за все время, например, пуска. Эти данные получаем путем интегрирования соответствующих переменных в пределах времени протекания переходного процесса:

$$\begin{aligned} P_n &= \frac{1}{t_n} \int_{t_{i\partial+}}^{t_n} P_{\Sigma}(t) dt, \\ Q_n &= \frac{1}{t_n} \int_{t_{i\partial+}}^{t_n} Q_{\Sigma}(t) dt, \\ S_n &= \frac{1}{t_n} \int_{t_{i\partial+}}^{t_n} S_{\Sigma}(t) dt, \end{aligned} \quad (5)$$

где t_n — длительность переходного процесса.

Соответственно, интегральные значения коэффициента мощности и КПД за время переходного процесса определяются как

$$K_{Mn} = \frac{P_n}{S_n}, \quad \eta_n = \frac{P_{Bn}}{P_n}. \quad (6)$$

Для нашего примера ($t_n = 2.5$ с) определены следующие интегральные показатели:

P_n , кВт	Q_n , кВАр	S_n , кВА	$K_{мп}$	η_n
570.7	2029	2133	0.267	0.396

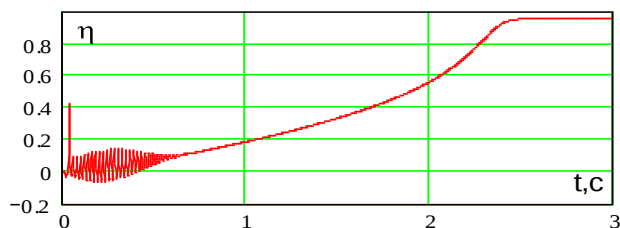


Рис. 5. Коэффициент полезного действия

АД при прямом пуске ЦН

Таким образом, предлагаемые методика и программа расчета энергетических показателей позволяют оценить характер переходных процессов и определить энергозатраты в динамических режимах различных систем электропривода центробежных механизмов.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мустафин М.А. Расчет переходных процессов асинхронного электропривода с центробежной нагрузкой // Энергетика, телекоммуникации и высшее образование в современных условиях. Алматы, 2006.
2. Дьяконов В. MATHCAD 8/2000: Специальный справочник. СПб: Питер, 2000.
3. Копылов И.П. Математическое моделирование электрических машин. М.: Высш. шк., 1987.

УДК 621.34:62.505:669.046.4

И.В. БРЕЙДО
Г.А. СИВЯКОВА

Параметрическая оптимизация регуляторов натяжения электроприводов башенных печей агрегата непрерывного отжига

В общем случае задачей оптимизации динамики систем электропривода является получение наиболее экономичным способом переходных процессов в системе, удовлетворяющих заданным требованиям. Обычно эти требования сводятся к реализации быстропротекающих и малоколебательных переходных процессов при управляющих и возмущающих воздействиях.

Непрерывно-поточные агрегаты, к которым относится агрегат непрерывного отжига (АНО) с проходной печью башенного типа, представляют собой многосвязную систему с переменными параметрами, в которых электрические, механические и технологические факторы взаимосвязаны определенным образом.

Существующая система взаимосвязанного электропривода АНО не в полной мере учитывает особенности агрегата, обусловленные распределенностью полосы обрабатываемого металла и изменением ее свойств при обработке. В результате при запуске агрегата и в установившихся процессах в полосе обрабатываемого металла возникают колебательные процессы, приводящие к недопустимым перегрузкам, вплоть до обрыва полосы.

Различают два способа управления натяжением: 1) по косвенно определенному значению натяжения, т.е. по одной из величин или по их комбинации, меняющейся в функции натяжения; 2) по регулируемому параметру, когда натяжение измеряется с помощью измерителя натяжения.

Системы с косвенным измерением натяжения имеют широкое распространение, хотя их недостатком является необходимость введения

поправки для учета статических потерь, расчет которых вследствие их неопределенности и сложной зависимости от многих факторов часто оказывается затруднительным. При малых значениях натяжения роль потерь возрастает и погрешность от их неточного учета может оказаться значительной. С этой точки зрения наиболее перспективным является использование систем с прямым измерением натяжения [1].

В динамических режимах работы АНО астатическое регулирование натяжения полосы может быть осуществлено при использовании распределенных регуляторов натяжения на базе групповых электроприводов башенных печей с комбинированными обратными связями по токам и по производным скорости (что эквивалентно введению обратных связей по производной усилия с фильтром) или прямых регуляторов натяжения с обратными связями по усилиям.

При использовании распределенных регуляторов натяжения с фиксированными настройками сохраняются недостатки, связанные с изменением динамических характеристик электроприводов из-за широкого диапазона изменения начального натяжения, изменения скорости полосы и ее жесткости.

Настройка регуляторов осуществляется компромиссно на средние значения параметров объектов регулирования. При этом удовлетворительные показатели достигаются при увеличении скорости полосы вверх от режима настройки и значительно ухудшаются при снижении скорости. Особенно сильно этот эффект проявляется в режимах торможения: в полосе возникают

значительные колебания усилий. Наиболее чувствительна полоса к изменению начального натяжения. В случае фиксированных настроек при увеличении начального натяжения возрастает частота и уменьшается амплитуда колебаний, что приводит к ухудшению демпфирующих свойств электропривода, а при уменьшении натяжения возрастает перерегулирование.

Рассмотрим электропривод башенной печи с локальным контуром регулирования натяжения для нормированных величин (рис. 1).

Уравнение контура регулирования натяжения имеет вид:

$$\left\{ \left[(F_{03} - F_0 \hat{E}_{\alpha f}) W_{PH} \frac{K_{\alpha f}}{\rho} - F_{00} + F_0 \right] \frac{1}{\dot{O}_i \delta} - \Delta \omega_1 \left(1 + \frac{F_{00}}{Cl} \right) \right\} \frac{Cl}{\omega_{10}} \cdot \frac{1}{T_i \delta + 1} = F_0, \quad (1)$$

где F_{y3} — заданное значение упругого натяжения, Н;

F_{y0} — начальное натяжение, Н;

$K_{дн}$ — коэффициент передачи датчика натяжения;

$K_{тп}$ — коэффициент передачи тиристорного преобразователя;

l — эквивалентная длина полосы, м;

ρ — эквивалентное относительное сопротивление цепи якоря;

$T_{п} = l/V_{10}$ — постоянная времени полосы, с;

V_{10} — начальная линейная скорость полосы, м/с;

C — жесткость полосы, Н/м;

$\Delta \omega_1$ — приращение угловой скорости электропривода предыдущей башенной печи, рад/с;

ω_{10} — начальная угловая скорость электропривода, рад/с;

T_M — механическая постоянная электропривода, с;

p — оператор дифференцирования, с⁻¹;

W_{PH} — передаточная функция регулятора натяжения.

Так как $T_{\Sigma} \ll T_M$, то принимаем $T_{\Sigma} \approx 0$, то есть пренебрегаем влиянием электромагнитной постоянной.

Упругое усилие из выражения (1) может быть

выражено следующим образом:

$$F_0 = \frac{\left[F_{03} W_{PH} \frac{\hat{E}_{\alpha f}}{\rho} - F_{00} - \Delta \omega_1 \left(1 + \frac{F_{00}}{\tilde{N}l} \right) \dot{O}_i \delta \right] \frac{Cl}{\omega_{10}}}{\dot{O}_i \dot{O}_i \delta^2 + \dot{O}_i \delta + \left(\frac{\hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{\alpha f} W_{PH}}{\rho} - 1 \right) \frac{Cl}{\omega_{10}}} \quad (2)$$

При использовании ПИ — регулятора натяжения выражение (2) примет вид:

$$F_0 = \frac{\left[F_{03} \dot{O}_{df} \delta + 1 \frac{\hat{E}_{df} \hat{E}_{\alpha f}}{\rho} - \dot{O}_{df} F_{00} \delta - \Delta \omega_1 \left(1 + \frac{F_{00}}{\tilde{N}l} \right) \dot{O}_i \dot{O}_{df} \delta^2 \frac{Cl}{\omega_{10}} \right]}{\dot{O}_{df} \dot{O}_i \dot{O}_i \delta^3 + \dot{O}_{df} \dot{O}_i \delta^2 + \left(\frac{\dot{O}_{df} \hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{df}}{\rho} - \dot{O}_{df} \right) \delta \frac{Cl}{\omega_{10}} + \frac{\hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{df}}{\rho} \cdot \frac{Cl}{\omega_{10}}}, \quad (3)$$

где T_{PH} — постоянная времени регулятора натяжения, с;

K_{PH} — коэффициент усиления регулятора натяжения.

Произведем в уравнении (3) замену переменных $T_{п}p = \Delta$:

$$F_0 = \frac{\left[F_{03} \left(\Delta + \frac{\dot{O}_i}{\dot{O}_{df}} \right) \frac{\hat{E}_{df} \hat{E}_{\alpha f}}{\rho} - F_{00} \Delta - \dot{O}_i \left\{ \Delta^3 + \Delta^2 + \frac{\dot{O}_i}{\dot{O}_i} \left(\frac{\hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{df}}{\rho} - 1 \right) \times \right. \right.}{\left. \left. - \Delta \omega_1 \left(1 + \frac{F_{00}}{\tilde{N}l} \right) \frac{\dot{O}_i}{\dot{O}_i} \Delta^2 \right\} \frac{Cl \cdot \dot{O}_i}{\omega_{10}} \right]}{\left. \times \frac{Cl}{\omega_{10}} \Delta + \frac{\dot{O}_i^2 \hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{df}}{\dot{O}_i \dot{O}_{df} \rho} \cdot \frac{Cl}{\omega_{10}} \right\}} \quad (4)$$

Нормированная передаточная функция по управляющему воздействию равна:

$$\frac{F_0}{F_{03}} = \frac{Cl \cdot \dot{O}_i \hat{E}_{df} \hat{E}_{\alpha f} \left(\Delta + \frac{\dot{O}_i}{\dot{O}_{df}} \right)}{\omega_{10} \rho \cdot Q}, \quad (5)$$

где

$$Q = \Delta^3 + \Delta^2 + \frac{\dot{O}_i}{\dot{O}_i} \left(\frac{\hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{df}}{\rho} - 1 \right) \frac{Cl}{\omega_{10}} \Delta + \frac{\dot{O}_i^2 \hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{\alpha f} \hat{E}_{df}}{\dot{O}_i \dot{O}_{df} \rho} \cdot \frac{Cl}{\omega_{10}}. \quad (6)$$

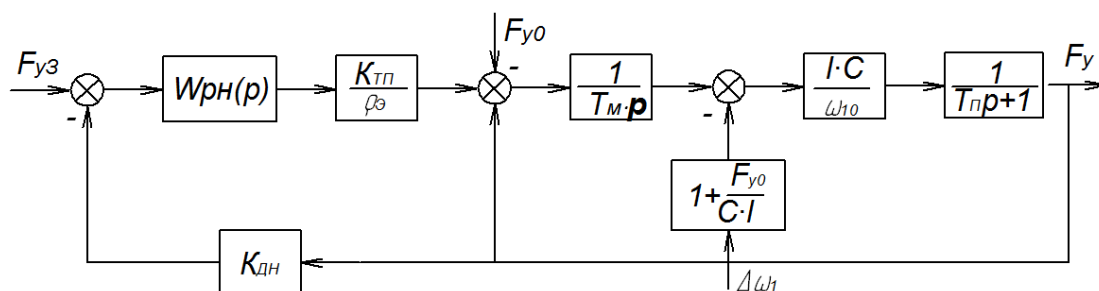


Рис. 1

При введении в канал формирования заданного усилия аperiодического звена с передаточной функцией вида:

$$W = \frac{1}{\Delta + \frac{\dot{O}_f}{\dot{O}_{df}}} \quad (7)$$

динамические свойства регулятора определяются только характеристическим полиномом (6). То есть переходный процесс в системе зависит в первую очередь от характера свободной составляющей и определяется только значением корней характеристического уравнения вида $D^3 + D^2 + AD + B = 0$ [2].

Необходимо отметить, что в реальном электроприводе башенных печей это условие выполняется при определенной скорости полосы.

Настройку параметров регулятора натяжения целесообразно осуществлять с использованием нормированной диаграммы Поздеева [2].

Максимальная степень затухания переходных процессов при аperiодическом характере и незначительном перерегулировании достигается, если выполнены следующие условия:

$$\left. \begin{aligned} B &= \frac{A}{3} - \frac{2}{27} \\ B &= 0,4 - 0,6 \end{aligned} \right\}, \quad (8)$$

где

$$\hat{A} = \frac{\dot{O}_f^2 \hat{E}_\alpha \hat{E}_{Af} \hat{E}_{df} l}{\dot{O}_f \dot{O}_{df} \rho \omega_{10}}, \quad (9)$$

$$\hat{B} = \frac{\dot{O}_f}{\dot{O}_f} \left(\frac{\hat{E}_\alpha \hat{E}_{Af} \hat{E}_{df}}{\rho} - 1 \right) \frac{l \tilde{N}}{\omega_{10}}. \quad (10)$$

Отсюда

$$\hat{E}_{df} = \left(\frac{\dot{O}_f \hat{A} \omega_{10}}{\dot{O}_f l \tilde{N}} + 1 \right) \frac{\rho}{\hat{E}_\alpha \hat{E}_{Af}}. \quad (11)$$

После вычисления коэффициента усиления подставим его значение в (9). Тогда

$$\dot{O}_{df} = \frac{\dot{O}_f^2 \hat{E}_\alpha \hat{E}_{Af} \hat{E}_{df} l}{\hat{A} \dot{O}_f \rho \omega_{10}}. \quad (12)$$

Значения A и B вычисляются в соответствии с (8).

Регулирование по каналу возмущающего воздействия может быть осуществлено с теми же настройками регуляторов, так как они обеспечивают максимальное затухание переходных процессов, а перерегулирование частично компенсируется за счет структурной оптимизации, снижающей взаимное влияние электроприводов башенных печей при регулировании натяжения полосы.

Анализ выражений (11) и (12) показывает, что настройка регуляторов должна осуществляться в функции скорости, начального натяжения и жесткости полосы. Причем при уменьшении скорости коэффициент усиления должен уменьшаться, а постоянная времени — увеличиваться, то есть необходим адаптивный регулятор натяжения.

Структура адаптивного регулятора натяжения, обеспечивающего изменение коэффициента усиления и постоянной времени в функции скорости полосы, представлена на рис. 2. Адаптация параметров регулятора производится с использованием устройств умножения и деления, выполненных на основе широкоимпульсной модуляции.

Таким образом, для поддержания неизменного качества переходных процессов в полосе при изменении ее параметров регулятор натяжения должен быть адаптивным, причем его настройка должна выполняться в соответствии с (11) и (12).

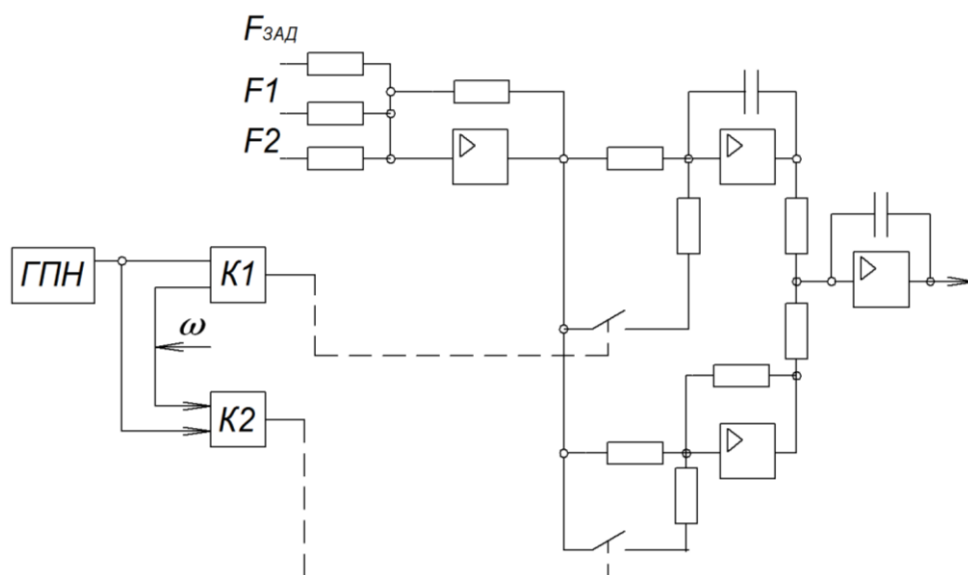


Рис. 2. ГПН — генератор пилообразного напряжения; K1, K2 — компаратор; ω — угловая скорость; $F_{зад}$ — заданное натяжение

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Башарин А.В., Новиков В.А., Соколовский Г.Г. Управление электроприводами. Л.: Энергоиздат, 1982. 392 с.

2. Донской Н.В., Кириллов А.А., Купчан Я.М. Комплексные системы управления электроприводами тяжелых металлорежущих станков / Под ред. А.Д. Поздеева М.: Энергия, 1980. 288 с.

УДК 681.51

Г.З. КАЗИЕВ

Д.З. ДЖУРУНТАЕВ

Способы повышения устойчивости явных методов анализа схем

Одной из основных проблем автоматизации схемотехнического проектирования является снижение вычислительных затрат, что особенно важно при анализе больших интегральных схем и схем с разбросом постоянных времени, равных 10^4 и более. Повышение вычислительных затрат при анализе нелинейных электронных схем обусловлено, главным образом, ограничениями на величину шага интегрирования h системы дифференциальных уравнений (ОДУ) — математических моделей схем (ММС), накладываемыми исходя из условий устойчивости, которые имеют вид: для явных методов

$$\left| \sum_{j=0}^r (h\lambda_i)^j / j! \right| \leq 1, \quad i=1,2,...,n \quad (1)$$

и для случая нелинейных схем

$$h_{\max} = c\tau_{\min} \quad (2)$$

где λ_i — собственные значения матрицы коэффициентов уравнений ММС;
 n — порядок системы уравнений ММС;
 r — порядок метода численного интегрирования;
 $\tau_{\min}$ — минимальная постоянная времени схемы, определяемая как

$$\tau_{\min} = 1 / |\lambda_{\max}(\beta)|,$$

где $\lambda_{\max}(\mathcal{Y})$ — наибольшее собственное значение матрицы Якоби $\mathcal{Y}$;
 c — постоянный коэффициент, причем $c = 2$, если $r = 1$ и $c = 2,78$, если $r = 4$ [1].

Увеличение $h_{\max}$ при использовании известных в практике автоматизации схемотехнического анализа алгоритмов автоматического выбора шага достигается за счет сглаживания амплитуды ложных колебаний (локальных погрешностей), обеспечиваемого уменьшением текущего значения шага h . Однако в этих алгоритмах уменьшение шага h производится лишь с целью ликвидации тенденции к неустойчивости численного метода, и при выборе величины h внутренние свойства решаемой системы не учитываются. Поэтому локальные погрешности компенсируются лишь частично, что и ограничивает величину $h_{\max}$ и, следовательно, среднего значения шагов h_{cp} на заданном отрезке интегрирования T_k .

В работе предлагается другой подход к проблеме выбора шагов интегрирования, который был положен в основу создания алгоритмов явного метода с более слабыми ограничениями на величины шагов $h_{\max}$ и h_{cp} . Сущность такого подхода заключается не в произвольном уменьшении величины текущего шага для снижения локальной погрешности интегрирования, а в специальном выборе значений текущих шагов, при котором заданный отрезок интегрирования ОДУ T_k делится на m временные

участки H_q ($q=1,2,..., m$), на каждом из которых уравнения ММС решаются двумя, тремя или S_q — шагами интегрирования, причем значение S_q может быть различным на разных участках H_q отрезка интегрирования T_k , т.е.

$$T_k = \sum_{q=1}^m H_q, \quad H_q = \sum_{j=1}^{S_q} h_j^q,$$

где S_q — количество шагов на участке H_q , $S_q \in [2 : n]$. Реализация данного подхода сводится к выбору на каждом q -м участке H_q такого количества шагов интегрирования S_q и их значений, при которых средние значения шагов на участке H_q и отрезке T_k , соответственно определяемые как

$$h_{cd}^q = \sum_{j=1}^{S_q} h_j^q / S_q \quad \text{и} \quad h_{\bar{m}} = \sum_{q=1}^m h_{cd}^q / m,$$

увеличиваются, что приводит к уменьшению затрат машинного времени T_m в целом. Далее в работе исследуются условия устойчивости явных методов численного интегрирования для случая использования отмеченного выше подхода к проблеме выбора шагов решения уравнений ММС.

Условия устойчивости вычислительных процессов при решении уравнений математических моделей схем (ММС) обычно исследуют применительно к линейной системе

$$\dot{V} = \frac{dV}{dt} = A \cdot V, \quad (3)$$

при $V_0 \neq 0$, где $V_0 = V(t=0)$ — вектор начальных значений переменных состояния V ; A — матрица коэффициентов уравнений ММС.

Анализ условий устойчивости вычислительных процессов и, следовательно, условий устойчивости численных методов с помощью спектрального признака фактически сводится к исследованию точного решения системы (3)

$$V(t) = T_A e^{\Lambda(A)t} T_A^{-1} V_0, \quad (4)$$

где $\Lambda A = \text{diag } \lambda_1(A), \lambda_2(A), ..., \lambda_n(A)$ — диагональная матрица собственных значений матрицы A ;
 T_A — матрица собственных векторов матрицы A .
 Пусть система (3) решается явным методом Эйлера

$$U_k = U_{k-1} + h \cdot \dot{U}_{k-1}, \quad (5)$$

где k — номер шага.

Вводя обозначение $S=S_q$ с учетом (3), имеем:

$$U_k = [E + h_1 \cdot A \quad E + h_2 \cdot A \quad ... \quad E + h_S \cdot A]^{k/s} \cdot U_0, \quad (6)$$

где E — единичная матрица порядка n . Для того чтобы решение (6) в точке t_k совпало с точным решением системы (4), необходимо выполнение условия

$$B^{k/s} \cdot U_0 = TA \cdot e^{\Lambda(A) \cdot t_{k/s}} \cdot T_A^{-1} \cdot V_0, \quad (7)$$

где матрица

$$B = \begin{bmatrix} E + h_1 \cdot A & E + h_2 \cdot A & \dots & E + h_s \cdot A \end{bmatrix}.$$

Так как точное решение $V(t) \rightarrow 0$ при $t \rightarrow \infty$, то выполнение равенства (7) возможно, если $U_k \rightarrow 0$ при $k \rightarrow \infty$, что достигается только при условии:

$$B^{k/s} \rightarrow 0. \quad (8)$$

С помощью преобразования подобия матрицу B можно представить в следующем виде:

$$B = T_B \Lambda(B) T_B^{-1},$$

где $\Lambda(B) = \text{diag } \lambda_1(B), \lambda_2(B), \dots, \lambda_n(B)$ —

диагональная матрица собственных значений матрицы B ;

T_B — матрица перехода.

Отсюда выполнение условий (7) и (8) означает, что численное решение системы (3) явными методами типа Эйлера будет устойчивым, если собственные значения матрицы B удовлетворяют следующим условиям:

$$|\lambda_i(B)| = |(1 + h_1 \lambda_i(A))(1 + h_2 \lambda_i(A)) \dots (1 + h_s \lambda_i(A))| < 1. \quad (9)$$

В случае использования явных методов порядка r , причем r может быть переменным так же, как и количество шагов S на каждом q -м временном участке H_q , условие (9) принимает обобщенный вид

$$\left| \prod_{q=1}^s \sum_{j=0}^r \frac{h_q^j \lambda_i^j}{j} \right| < 1 \quad (10)$$

для любого $i \in [1 : n]$.

Следует отметить, что условие устойчивости (10) при $S = 1$ совпадает с условием (1). Условия (9) и (10) применительно к нелинейной системе уравнений ММС носят приближенный характер.

Рассмотрим частный случай, когда на каждом участке H_q отрезка интегрирования T_k решение ММС ведется двумя разными по величине шагами h_1 и h_2 . При этом оба шага выполняются по явной формуле метода Эйлера. Таким образом, решение ММС на заданном отрезке интегрирования T_k осуществляется m последовательностью (серией) из двух шагов: h_1^q и h_2^q , причем

$$h_1^q + h_2^q = H_q \text{ и } T = \sum_{q=1}^m H_q = \sum_{q=1}^m (h_1^q + h_2^q).$$

В дальнейшем для краткости изложения алгоритм явного метода решения ММС с шагами h_1^q и h_2^q на каждом участке H_q назовем *алгоритмом явного метода двухшаговой серии*.

Допустим, что все собственные значения $\lambda_i(A)$ действительные и отрицательные числа, тогда каждому $\lambda_i(A)$ соответствует определенная постоянная времени схемы τ_i , т.е.

$$\tau_i = -1 / \lambda_i(A). \quad (11)$$

Пусть собственные значения матрицы A распределены по абсолютной величине следующим образом:

$$|\lambda_1| > |\lambda_2| > \dots > |\lambda_j|, \quad (12)$$

где $\lambda_1 = \lambda_{\max}$, λ_1 — 1-е собственное значение матрицы A , удовлетворяющее условию (12); $j \in [2 : n]$, причем $j \neq 1, n \geq 3$.

Значения шагов интегрирования и, следовательно, погрешность и устойчивость численного процесса зависят, главным образом, от собственных значений $\lambda_{\max} = \lambda_1$ и λ_l . Собственные значения $\lambda_{\max}$ и λ_l будем называть *основными* или *доминирующими*, а остальные λ_j — *дополнительными*. При этом погрешности, вносимые дополнительными λ_j , незначительны, поэтому ими можно пренебречь.

Далее вводя обозначение $b_l = \tau_{\min} / \tau_l$, а также с учетом (11) и (12) из (9) и (10) получим

$$1 \geq \left(1 - \frac{h_1}{\tau_{\min}} \right) \left(1 - \frac{h_2}{\tau_{\min}} \right) \geq -1 \quad (13, a)$$

и

$$1 \geq \left(1 - b_l \cdot \frac{h_1}{\tau_{\min}} \right) \left(1 - b_l \cdot \frac{h_2}{\tau_{\min}} \right) \geq -1, \quad (13, б)$$

где знаки равенства соответствуют границам области устойчивости.

С целью упрощения выражений для шагов h_1 и h_{cp} введем ограничение на величину шага h_2 и примем ее приближенно равной $\tau_{\min}$, т.е. $h_2 = \tau_{\min}$. Тогда из (13) определим величину шага h_1

$$h_1 = \frac{2 - b_l}{b_l(1 - b_l)} \tau_{\min}.$$

Отсюда получим

$$h_{cp} = \left(1 + \frac{2 - b_l}{b_l(1 - b_l)} \right) \cdot \frac{\tau_{\min}}{2} = \frac{2 - b_l^2}{b_l(1 - b_l)} \cdot \frac{\tau_{\min}}{2}. \quad (14)$$

Из (14) следует, что $h_{cp} \rightarrow \infty$, если: $b_l \rightarrow 1$, т.е. $\tau_l \rightarrow \tau_{\min}$ или $b_l \rightarrow 0$, т.е. $\tau_l \rightarrow \tau_{\max} \gg \tau_{\min}$.

Кривая D (рис. 1), представляет собой зависимость $h_{cp} = f(b_l)$ при решении ММС с помощью алгоритма явного метода двухшаговой серии.

Из рис. 1 видно, что большие значения h_{cp} наблюдаются не при любых значениях b_l . Например, при значениях b_l , близких к 0.5, величина h_{cp} оказывается равной всего $3.5 \cdot \tau_{\min}$, что дает менее чем двухкратный выигрыш в затратах T_m по сравнению с явными методами, основанными на выполнении условий устойчивости (1) и (2). Причину такого положения можно объяснить неполной компенсацией погрешности интегрирования.

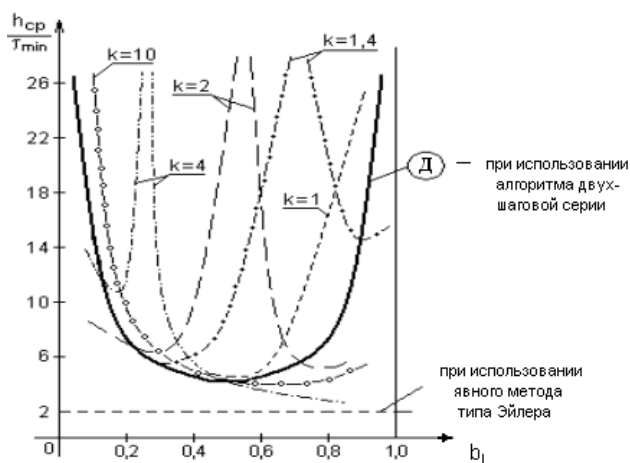


Рис. 1. Зависимость шага h_{cp} от b_l при решении ММС с использованием алгоритмов двух- и трехшаговой серии

Далее предположим, что на каждом участке H_q система уравнений ММС (3) решается тремя шагами: h_1^q , h_2^q и h_3^q , в дальнейшем просто h_1, h_2, h_3 , т.е. $S = 3$. Для краткости изложения алгоритм явного метода типа Эйлера, при использовании которого система уравнений (3) на каждом q -м участке H_q отрезка интегрирования T_k решается тремя шагами, назовем алгоритмом явного метода трехшаговой серии. В этом случае определение оптимальных величин h_1, h_2, h_3 , при которых h_{cp} может достигнуть максимального значения, оказывается достаточно сложным. Поэтому для упрощения процесса отыскания максимального значения h_{cp} введем определенные ограничения на величины h_2 и h_3 :

$$\left. \begin{aligned} h_2 &= \tau_{\min} = \lfloor 1/\lambda_{\max} \rfloor, \\ h_3 &= \hat{e} \cdot \tau_{\min}, \end{aligned} \right\} \quad (15)$$

где k — некоторый коэффициент, величина которого зависит от спектра собственных значений.

Далее на основании выражений (9) и (10), а также с учетом ограничений на величины шагов h_2 и h_3 согласно (15) получим условие устойчивости численного решения системы уравнений ММС (3) методом трехшаговой серии, которое имеет вид:

$$-1 \leq (1 - b_1 h_1 / \tau_{\min})(1 - b_1)(1 - \hat{e} \cdot b_1) \leq 1, \quad (16)$$

где $b_l = \tau_{\min} / \tau_l$.

Переходя от неравенств к равенству и решая (16) относительно h_1 , получаем:

$$h_1 = \left[\frac{1}{1-b_l} \frac{1}{1-\hat{e}b_l} + 1 \right] \frac{1}{b_l} \tau_{\min}.$$

Отсюда

$$h_{cp} = \left[\left(\frac{1}{1-b_l \quad 1-\hat{e}b_l} + 1 \right) \frac{1}{b_l} + 1 + \hat{e} \right] \frac{\tau_{\min}}{3}. \quad (17)$$

На рис. 1 показаны зависимости $h_{cp} = f(b_1)$, снятые при различных значениях κ и построенные согласно (17). Эти графики показывают, что при разумном выборе значений κ (в соответствии со спектром собственных значений) величина h_{cp} может в сотни и тысячи раз превысить минимальную постоянную времени схемы $\tau_{\min}$. Таким образом, при

использовании алгоритма явного метода трехшаговой серии для решения ММС (3) проблема расширения области устойчивости численного процесса и, следовательно, обеспечения максимума h_{cp} сводится к отысканию оптимального значения κ . Для этой цели используется формула $\kappa = \kappa_{opt} = 1/b_1$, полученная из (17) при условии, что $h_{cp} = \infty$. Графики на рис. 1 показывают высокую чувствительность величины h_{cp} к значениям κ . Погрешности, допущенные при определении значений κ , могут заметно ограничить величину h_{cp} , что объясняется неполной компенсацией погрешности численного интегрирования.

В общем случае при решении ММС большого порядка устойчивость численного процесса и погрешность интегрирования зависят не от одного или двух доминирующих собственных значений, а от совокупности собственных значений λ_i матрицы коэффициентов уравнений ММС. Кроме того, при численном анализе сложных нелинейных электронных схем получение информации о спектре собственных значений матрицы Якоби J практически не представляется возможным (из-за большого объема вычислений), так как элементы матрицы J и, следовательно, ее собственные значения $\lambda_i(J)$ являются переменными в процессе интегрирования. Непостоянны также величины и число доминирующих собственных значений, которые меняются в соответствии с изменением характера переходных процессов в анализируемых нелинейных электронных схемах (НЭС). В этих условиях процедуры выбора оптимальных величин шагов и их количества, используемых на участках H_q отрезка интегрирования T_k , существенно усложняются. В этой связи в работе рекомендуется для решения уравнений ММС на каждом участке H_q использовать алгоритм явного метода S -шаговой серии, причем $S = 1, 2$ или 3 . Значение S уточняется в ходе решения уравнений ММС в соответствии с характером изменения переходных процессов в схеме, т.е. в соответствии со скоростью и характером изменения производных переменных состояния. Уравнения ММС решаются с шагами h_2 и h_3 с целью компенсации погрешностей, обусловленных доминирующим и дополнительным собственными значениями. От точности приближенных формул для оценки величин шагов h_2 и h_3 существенно зависят затраты машинного времени в целом.

В работе предлагаются приближенные формулы для определения величин шагов h_1 , h_2 и h_3 :

$$h_1 = a/b + \|\dot{U}_k\|, \quad (18)$$

$$h_2 = \tau_{\min} = a / 2 \cdot b + \|\dot{U}_k\| + \|\dot{U}_{k+1}\|, \quad (19)$$

$$h_3 = k \cdot \tau_{\min} = h_3^1 + h_2 \cdot h_3^1 / h_2, \quad (20)$$

$$h_3^1 = a / 2 \cdot b + \|\dot{U}_{k+1}\| + \|\dot{U}_{k+2}\| ,$$

где a и b — постоянные коэффициенты;

$\|\dot{U}_k\|$, $\|\dot{U}_{k+1}\|$ и $\|\dot{U}_{k+2}\|$ — нормы производных векторов переменных состояния, вычисленные соответственно в точках t_k , t_{k+1} и t_{k+2} .

Сущность алгоритма явного метода решения уравнений ММС S-шаговой серии заключается в следующем. Вначале уравнения ММС решаются явным методом типа Эйлера с шагом h_1^k , определяемым согласно формуле (18). После этого текущее время t_k увеличивается на величину h_1^k , т.е. $t_{k+1} = t_k + h_1^k$. Вычисляется значение вектора переменных состояния U_{k+1} в точке t_{k+1} . Далее определяется производное вектора переменных состояния $\dot{U}_{k+1}$ и сравниваются знаки производных векторов переменных состояния в точках t_k и t_{k+1} . В случае равенства их знаков уравнения ММС решаются вновь с шагом h_1 , определяемым как и в точке t_k по формуле (18), в противном случае решение уравнений ММС осуществляется с шагом h_2 , который определяется по формуле (19). После этого производится оценка локальной погрешности ε_k численного интегрирования. Если она превышает некоторое заранее заданное допустимое значение погрешности, то уравнение ММС решается с шагом h_3 , определяемым по формуле (20), иначе (а также после шага h_3) — с шагом h_1 . Далее описанные выше процедуры повторяются и на других участках H_q отрезка интегрирования T_k . При этом, после каждого очередного шага h_i^k решения уравнений ММС, текущее время увеличивается на величину этого шага h_i^k . Этот процесс решения уравнений ММС продолжается до тех пор, пока текущее время не будет равно или больше заданного отрезка интегрирования T_k .

Следует отметить, что на этапах выполнения шагов h_2 и h_3 на каждом участке H_q отрезка интегрирования T_k , когда осуществляется подавление погрешностей, порождаемых собственными значениями $\lambda_{\max}$ и λ_i , для решения уравнений ММС могут быть использованы более точные методы, например явные методы Рунге-Кутты или неявные методы первого, второго или более высоких порядков. При этом выбор метода и его порядков следует согласовать с характером изменения спектра собственных значений матрицы Якоби и погрешностями, порождаемыми ими. Алгоритмы явного метода решения ММС двух- и S-шаговой серии реализованы в программе схемотехнического анализа ПСА, разработанной авторами данной работы, и с её помощью выполнен анализ ряда тестовых схем (ТТЛ, ЭСЛ, мультивибратора, однополупериодного выпрямителя с фильтром и др.), результаты которых свидетельствуют о преимуществе предложенных алгорит-

мов (с точки зрения минимизации затрат машинного времени T_m) по сравнению с известными в практике автоматизации схемотехнического анализа явными методами.

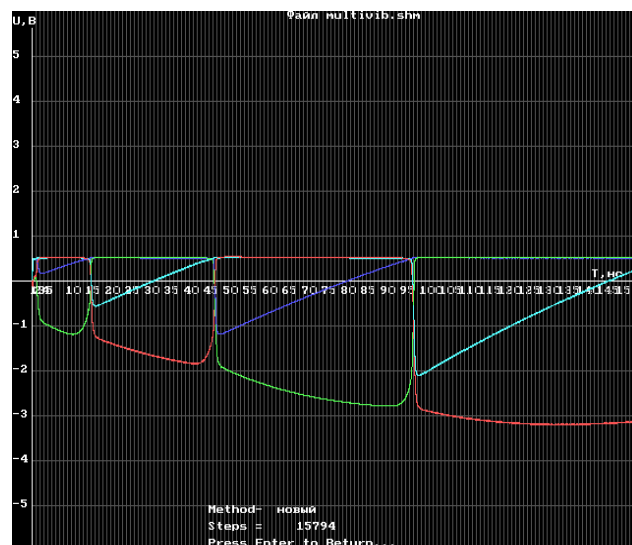


Рис. 2. Кривые изменения напряжений

На рис. 2 приводятся кривые изменения напряжений в характерных точках схемы мультивибратора, полученные с помощью программы анализа ПСА.

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Норенков И.П., Маничев В.Б. Основы теории и проектирования САПР. М.: Высшая школа, 1990. 335 с.

УДК 550.835

Ю.Н. ПАК
В.С. ПОРТНОВ
Д.Ю. ПАК

К методике выбора оптимальных аппаратурных параметров при рентгенометрическом анализе углей

При аппаратурной реализации рентгенорадиометрического метода анализа полезных ископаемых актуальным является выбор не только энергии первичного гамма-излучения, но и ширины энергетического интервала ΔE_i в области аналитической линии определяемого элемента. Особенно важен этот вопрос при аппаратурной реализации метода спектрометром с конечным энергетическим разрешением. Известны различные методические подходы при выборе ширины окна анализатора. Оптимизация рабочего канала спектрометра рассмотрена с точки зрения минимального влияния аппаратурной нестабильности [1]. При рентгенорадиометрическом анализе малых концентраций элементов распространен вариант выбора ширины окна с точки зрения достаточной контрастности и минимума порога чувствительности [2]. Найденные с этой позиции оптимальные аппаратурные параметры строго регламентированы только от энергии аналитической линии определяемого элемента и не зависят от энергии первичного гамма-излучения и интенсивности однократно рассеянного излучения.

Сложность проблемы связана с тем, что спектр вторичного излучения представлен не только рентгеновской флуоресценцией определяемого элемента с энергией E_i , но и рассеянным гамма-излучением с энергией E_s . Измеренная интенсивность в области аналитической линии складывается из собственно флуоресцентного излучения элемента и определенного вклада рассеянных гамма-квантов в интервале ΔE_i . В зависимости от ширины энергетического интервала ΔE_i меняется соотношение фон/сигнал, что приводит к изменению относительной чувствительности метода к определяемому элементу. Кроме того, величина ΔE_i влияет на статистическую погрешность измерения. С уменьшением ширины интервала ΔE_i снижается количество фоновых квантов, сопровождаемое повышением чувствительности метода к определяемому элементу. При этом уменьшается измеренная интенсивность, приводящая к возрастанию относительной статистической погрешности измерений. Эти два фактора: повышение чувствительности и рост относительной статистической погрешности — качественно обратно воздействуют на основной метрологический параметр — погрешность определения. Отсюда возникает необходимость оптимизировать выбор ширины энергетического интервала.

Нами предложена методика оптимизации аппаратурных параметров при рентгенорадиометрическом анализе углей на кальций. В качестве критерия — минимизируемого параметра выбрана величина относительной статистической погрешности, выраженная в долях содержания определяемого элемента:

$$\frac{1}{S\sqrt{N}} = \min, \quad (1)$$

где $\frac{1}{\sqrt{N}}$ — относительная статистическая

погрешность измерений;

S — относительная чувствительность метода к определяемому элементу, характеризующая относительное приращение (dN/N) измеряемой интенсивности при единичном (dm) изменении содержания определяемого элемента. Нетрудно представить, что данное выражение (1) характеризует погрешность определения элемента за счет статистической флуктуации измеряемой интенсивности излучения.

Аппроксимируя аппаратурные спектры рентгеновской флуоресценции элемента и однократно рассеянного гамма-излучения нормальным законом распределения с учетом вклада рассеянных гамма-квантов в канале аналитической линии, получено выражение, связывающее значение нормированной оптимальной ширины окна с различными влияющими параметрами [3]:

$$\frac{\Delta E_i}{E_i} = \frac{R\varepsilon \sqrt{1 + \frac{d}{\varepsilon - 1} \ln\left(\frac{2}{\xi}\right) \left(\frac{R_i}{0,424}\right)^2 - 1}}{d}, \quad (2)$$

где $R = \frac{R_s}{R_i}$; $\varepsilon = \frac{E_s}{E_i}$; $d = \frac{R \cdot \varepsilon^2 - 1}{2 \varepsilon - 1}$; $\xi = \frac{N'_s}{N'_i}$,

где R_s, R_i — энергетическое разрешение детектора соответственно по линии однократно рассеянного гамма-излучения и рентгеновской флуоресценции определяемого элемента;

N'_s, N'_i — измеренное количество импульсов, соответственно в максимумах пиков однократно рассеянных гамма-квантов и флуоресцентного излучения.

Нами проведены исследования по выбору оптимальных аппаратурных параметров при рентгенорадиометрическом анализе углей на кальций. В качестве источника первичного гамма-излучения выбран радионуклид $Fe - 55$, испускающий моноэнергетическое излучение с энергией 5,9 кэВ.

Результаты расчетных оценок оптимальной ширины энергетического интервала в области аналитической линии кальция (3,7 кэВ) от соотношения измеренных интенсивностей в максимумах пиков однократно рассеянных гамма-квантов и рентгеновской флуоресценции кальция даны на рис. 1.

Увеличение соотношения измеренных интенсивностей (N_s/N_i) приводит к закономерному уменьшению оптимальной ширины окна. Так, например, при паритете измеренных интенсивностей $\left(\frac{N_s}{N_i} = 1\right)$ значение оптимальной ширины окна составляет 1,89 кэВ. Четырехкратное повышение данного соотношения сопровождается снижением ΔE_i на 0,3 кэВ.

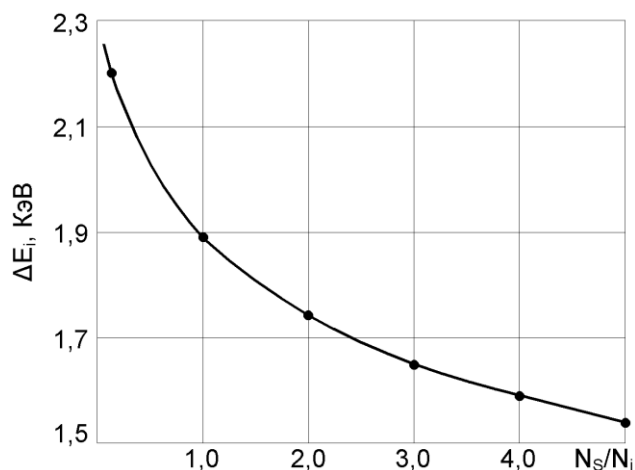


Рис. 1. Зависимость оптимальной ширины окна от соотношения измеренных интенсивностей

Экспериментальная апробация методики оптимизации была выполнена на гамма-спектрометре с пропорциональным счетчиком, энергетическое разрешение которого составляло 24 % по линии первичного излучения источника $Fe-55$. В качестве объекта измерения выбраны два стандартных образца угля с различным содержанием кальция. На рис. 2 представлена закономерность изменения относительной чувствительности к кальцию от энергии.

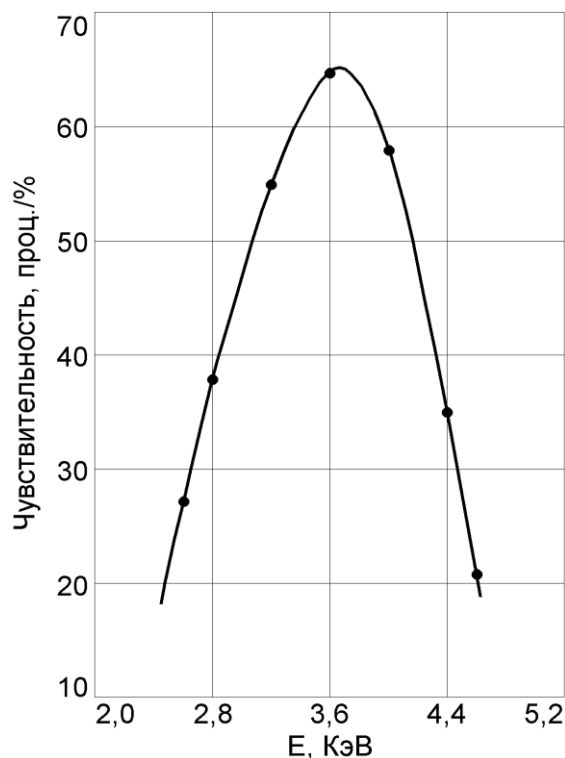


Рис. 2. Зависимость относительной

чувствительности от энергии

Максимальная чувствительность к кальцию наблюдается в пике спектра рентгеновской флуоресценции кальция (3,7 КэВ). Смещение от пика (3,7 КэВ $> E >$ 3,7 КэВ) сопровождается снижением чувствительности. Чем дальше от пика, тем чувствительность ниже. Подтверждается инверсионный характер величины погрешности определения кальция от ширины окна в области рентгеновской флуоресценции кальция (рис. 3).

Минимум погрешности наблюдается в области инверсии, соответствующей ширине энергетического интервала 1,5 КэВ. По обе стороны от инверсионной области происходит увеличение погрешности. Левее области инверсии ($\Delta E < 1,5$ КэВ) с уменьшением ширины окна увеличение погрешности вызвано преобладающей ролью повышения статистической погрешности. В правой области ($\Delta E > 1,5$ КэВ) увеличение ширины окна сопровождается также ростом погрешности. Это обусловлено превалирующим действием уменьшения относительной чувствительности метода к кальцию за счет увеличения соотношения фон/сигнал.

Таким образом, представленные закономерности подтверждают правомерность расчетной модели для оптимизации аппаратных параметров с точки зрения минимизации погрешности рентгенорадиометрического анализа.

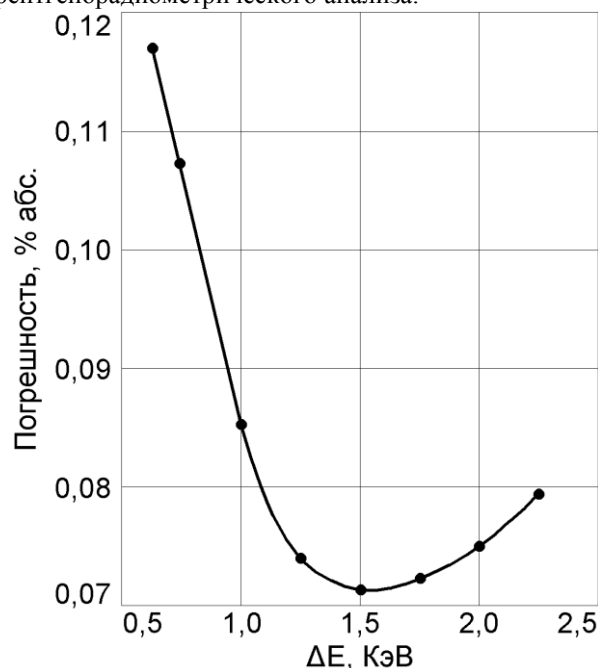


Рис. 3. Зависимость абсолютной погрешности от ширины окна

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Мамиконян С.В. Аппаратура и методы флуоресцентного рентгенорадиометрического анализа. М.: Атомиздат, 1976. 280 с.
2. Гамма-методы в рудной геологии / Под ред. А.П. Очкура. Л.: Недра, 1976.
3. Пак Ю.Н., Вдовкин А.В. Оптимизация аппаратных параметров при радиоизотопном рентгенофлуоресцентном анализе полезных ископаемых // Физико-технические проблемы разработки полезных ископаемых. 1990. № 1.

УДК 681.323:697.34

Н.И. КАРАСЁВ
А.Б. КРИЦКИЙ
Н.И. ТОМИЛОВА
Н.Г. ЦОК

Концепция реализации программы энергосбережения в теплоснабжающих системах мегаполисов Казахстана

Исторически сложилось так, что централизованное теплоснабжение на базе совместной выработки тепловой и электрической энергии в мегаполисах Казахстана получило преобладающее развитие. В начальный период экономической реформы действовали правовые нормы и техническая база теплоснабжения, сформированные в период плановой экономики, когда целенаправленно и социально ориентированно была занижена стоимость топлива и вырабатываемой энергии.

Переход к свободному ценообразованию на основные виды твердого, жидкого и газообразного топлива при неизменной технической базе теплоснабжения и организационных структур муниципального уровня определил развитие кризиса теплоэнергетики мегаполисов. При этом задача государственного регулирования в области теплоснабжения мегаполисов была практически сведена к экономическому регулированию этой сферы (тарифная политика) как локальной естественной монополии. Недостаточно быстрыми темпами в первые годы реформ решались вопросы формирования необходимой для государства технической политики в теплоснабжении и создания нормативно-правовой базы.

В настоящее время энергоснабжающие комплексы мегаполисов Республики Казахстан динамично развиваются на основе пакета постоянно совершенствующихся законов, регулирующих основные общественные отношения, возникающие в процессе производства, передачи и использования электрической и тепловой энергии, а также обширного перечня основных нормативно-технических документов для сфер проектирования, монтажа и эксплуатации электротехнических и теплосиловых установок.

Современный этап развития энергоснабжающих комплексов в мегаполисах Казахстана характеризуется повышением спроса на энергетические ресурсы в связи с интенсивным техническим и технологическим перевооружением всех сфер экономики. Динамичный рост экономики и интеграция в мировую экономику стимулируют энергетические компании разрабатывать перспективные схемы энергоснабжения мегаполисов исходя из требований надежности, безопасности, экономичности и энергосбережения, которые в законодательном порядке определяют энергетическую политику практически всех стран мирового сообщества.

По оценке Мирового энергетического Совета, неиспользованный потенциал энергосбережения еще по уровню 1990 г. в странах СНГ составлял 500-600 млн.т.у.т. Большая часть этого потенциала сосредоточена в теплотребляющих системах

социальной сферы, в различных отраслях экономики и энергоснабжающих комплексах мегаполисов.

Состояние и нормативно-правовые условия энергосбережения

В инфраструктуре жизнеобеспечения современных мегаполисов Казахстана теплоснабжающие системы реализуют стадию конечного использования энергетических ресурсов в средне- и низкотемпературных тепловых процессах отопления, вентиляции, горячего водоснабжения, кондиционирования воздуха, разнообразного технологического теплоснабжения и должны обеспечивать достойное качество жизни людей в достаточно суровых климатических условиях.

На современном этапе развития экономики в структуре потребителей теплоэнергии мегаполисов Казахстана пока преобладает население с ограниченным уровнем доходов, поэтому тарифная политика в сфере энергетики, реализуемая агентством РК по регулированию естественных монополий, приобретает огромную социальную значимость.

До настоящего времени в законодательстве РК отсутствуют как утвержденные на государственном уровне нормы расходования сырья, топлива, энергии, численности персонала, так и соответствующая государственная статистическая отчетность по удельному расходу энергоресурсов на единицу продукции в стоимостном выражении. Это обстоятельство неоправданно расширяет возможности монополистов сферы энергетики при аргументации заявок на пересмотр тарифов и в значительной мере осложняет работу агентства Республики Казахстан по регулированию естественных монополий. Одновременно затрудняется практическая реализация закона РК «Об энергосбережении», нормы которого соответствуют законодательству об энергосбережении в ведущих странах мирового сообщества, но реально не могут использоваться в экономике Казахстана без сопутствующей нормативно-правовой и научно-методической базы, а также соответствующей информационно-технологической инфраструктуры.

Первая государственная Программа по энергосбережению разрабатывается Министерством энергетики и минеральных ресурсов Республики Казахстан на период 2006-2016 годы в соответствии с Планом мероприятий по реализации Стратегии индустриально-инновационного развития Республики Казахстан на 2003-2015 годы, утвержденной Постановлением Правительства Республики Казахстан от 17 июля 2003 г. № 712-1.

На первом этапе (2006-2008 годы) Программы по энергосбережению предполагаются:

- разработка и утверждение нормативов энергопотребления;
- определение энергетической эффективности крупных предприятий Казахстана;

- разработка структуры государственной системы энергосбережения;

- введение государственной статистической отчетности по удельному расходу энергоресурсов на единицу продукции в стоимостном выражении.

Однако параллельно с исполнением упомянутой программы должна совершенствоваться нормативно-правовая и информационно-методическая база, а также информационно-технологическое обеспечение для реализации энергосберегающих проектов во всех сферах экономики.

В частности, Закон Республики Казахстан «О естественных монополиях» нуждается в дополнениях, позволяющих:

- регламентировать закупки энергетических ресурсов (уголь, газ, мазут, дизельное топливо, электрическая энергия) непосредственно у их производителей, минуя ступени посредников;

- определять исчерпывающий набор информации по всем регулируемым услугам, доступный для любого потребителя и исключающий саму возможность засекречивания важнейших данных, необходимых для объективного энергоаудита. Таким образом, снимается завеса секретности с экономической деятельности монополистов и уточняется понятие коммерческой тайны;

- обеспечивать на уровне Агентства по регулированию естественных монополий возможность утверждения технических и технологических норм расходов сырья, топлива, энергии, нормативов численности персонала;

- в законодательном порядке обязывать монополистов обеспечивать потребителей приборами коммерческого учета электрической и тепловой энергии.

Закон РК «Об электроэнергетике» по определению не может обеспечивать своими нормами всей многогранной специфики экономических отношений, инновационной и инвестиционной политики государства, налогового режима, мониторинга теплового хозяйства, информационно-методического и информационно-технологического обеспечения сферы теплоснабжения мегаполисов и, как показывает практика теплоснабжения, назрела необходимость разработки закона о теплоснабжении.

В этой связи очень своевременна законодательная инициатива Союза инженеров-энергетиков относительно разработки этого закона. В соответствии с действующим законодательством РК инициативный проект упомянутого закона должен быть подан в Минэнерго РК как центральный исполнительный орган, обеспечивающий формирование государственной политики в сфере энергетики. Нам представляется, что достаточно эффективные и полные концептуальные основы проекта упомянутого закона можно сформировать на системно подготовленном республиканском форуме, проведенном под эгидой Союза инженеров-энергетиков.

Участниками этого форума должны стать профессиональные группы из сфер государственного управления энергетикой, проектирования, строительства, технической эксплуатации и техники

безопасности, монтажа и наладки технологического оборудования, энергосбережения и автоматизации технологических процессов объектов теплоснабжения мегаполисов.

Концептуальные положения закона о теплоснабжении должны опираться на результаты рыночных преобразований, в процессе которых объекты систем централизованного теплоснабжения многих мегаполисов Казахстана разделены между владельцами различных форм собственности. В силу технологических особенностей организации централизованной системы теплоснабжения предполагает и централизованную систему управления. Однако при наличии двух или трех теплоснабжающих организаций в одной системе рыночная конкуренция принципиально невозможна, так как субъекты единой системы теплоснабжения будут развивать свою деятельность в разных частях одной системы, возможно, исходя из системно не сбалансированных подходов.

В связи с этим необходимо законодательное закрепление основ государственной и технической политики, а также общих принципов организации экономических отношений в централизованном теплоснабжении мегаполисов, когда единая система расчленена на части с разной формой собственности.

Закрепляя принципы экономической доходности в деятельности по производству, транспорту и распределению тепловой энергии, закон о теплоснабжении должен:

- регламентировать производство и потребление тепловой энергии на основе режимов функционирования системы централизованного теплоснабжения по критерию наибольшей экономической эффективности;

- предусматривать гарантии надежного обеспечения потребителей тепловой энергией.

Успешная реализация программы энергосбережения в мегаполисах Казахстана возможна лишь на пути приоритетной разработки и поэтапного внедрения энергосберегающих проектов, в которых комплексно и системно решаются вопросы строительства новых и модернизации действующих энергооборудованных комплексов, включая технологическое оборудование источников энергии, электрических и тепловых сетей, сетевых технологических установок, потребителей энергии.

Строительство новых и реконструкция действующих технологий производства энергии в мегаполисах должны быть сопряжены с одновременным оснащением их:

- автоматизированными системами коммерческого учета электрической энергии (АСКУЭ), тепловой энергии и теплоносителей (АСКУТЭ), а также учета невозобновляемых энергоресурсов (АСУЭР);

- автоматизированными системами управления технологическими процессами (АСУТП);

- автоматизированными системами управления производством (АСУП).

Приведенная структура энергосберегающих проектов для сферы энергоснабжения мегаполисов свидетельствует об их значительной капиталоемкости и наукоемкости, поэтому их реализация невозможна

без весьма серьезных инвестиций. В настоящее время возможности энергетических компаний мегаполисов в планомерном техническом, технологическом и информационном обновлении энергоснабжающих комплексов ограничены регулируемыми тарифами на тепловую и электрическую энергии, которые по политическим соображениям ориентированы на относительно низкую платежеспособность основных потребителей социальной сферы. Кроме того, темпы роста цен на энергоносители, технологическое оборудование и материалы не соответствуют темпам повышения тарифов.

Сдерживание тарифов на электрическую и тепловую энергию приводит к накоплению ежегодных убытков энергетических компаний, и эта тенденция в недалекой перспективе может породить серьезные экономические и социальные проблемы.

Так как большая часть энергетических компаний в Казахстане продана в частные руки или отдана в управление, то инвестиции возможны только за счет увеличения тарифов на электрическую и тепловую энергию, что в настоящее время невозможно по социальным мотивам, поэтому остается только тщательно обоснованная программа государственных целевых субсидий, посредством которых будет реализована государственная социальная защита малообеспеченной части населения и сняты жесткие ограничения на планомерное и обоснованное в рамках существующего законодательства увеличение тарифов и обеспечен такой уровень доходности энергетических компаний, при котором они смогут увеличить инвестиции в плановые энергосберегающие проекты. Методология и технология государственного целевого субсидирования энергетических компаний должны быть прописаны в законах об электроэнергетике и о теплоснабжении.

Программы энергосбережения в мегаполисах Казахстана

Последующие (после 2008 г.) этапы развития государственной Программа по энергосбережению в Республике Казахстан, видимо, будут представлены сбалансированными Министерством энергетики и минеральных ресурсов программами энергосбережения в административных регионах, ключевым звеном в которых будут программы энергосбережения в мегаполисах.

Рассмотрим основные реализационные мероприятия программ энергосбережения в производственной и информационно-технологической сферах теплоснабжающих систем мегаполисов.

В производственной сфере теплоснабжающих систем первоочередными задачами энергосбережения можно обозначить следующие:

- вывести из работы технологическое оборудование, исчерпавшее ресурс, заменив его более совершенным и отвечающим последним достижениям энергетических технологий;
- повысить энергетический к.п.д. действующих теплосиловых установок;
- снизить удельное потребление энергоресурсов на производство электрической и тепловой энергии;
- снизить потери тепла через теплоизоляцию и с утечками энергоносителей в тепловых сетях путем

планомерной замены изношенных труб на современные предизолированные трубы;

- повысить теплозащиту зданий и теплопроводов;
- снизить удельный расход электроэнергии на транспорт энергоносителя по тепловым сетям;
- снизить удельный расход сетевой воды;
- оптимизировать режимы производства, транспорта и использования тепловой энергии;
- снизить энергопотребление на собственные нужды;
- снизить вредные выбросы в окружающую среду.

В информационно-технологической сфере действующих теплоснабжающих систем первоочередными задачами энергосбережения можно обозначить следующие:

- оснащение реконструируемых технологических процессов производства, транспорта и потребления тепла средствами измерения, контроля и регулирования физических величин, обеспечивающих определение технического состояния и уровня эксплуатации теплоснабжающих систем посредством следующих нормируемых показателей:

- 1) удельный часовой расход сетевой воды;
- 2) удельный часовой расход электроэнергии на транспорт теплоносителей;
- 3) тепловые потери в теплопроводах системы;
- 4) температурный перепад в системе теплоснабжения (разность температур сетевой воды в подающих и обратных теплопроводах сетевой воды);
- 5) утечки сетевой воды;
- 6) теплообеспеченность потребителей;

• внедрение автоматизированной системы коммерческого учета электроэнергии (АСКУЭ) на технологических установках теплоснабжающих систем, отвечающей законодательным, нормативным, метрологическим и техническим требованиям, установленным в РК для АСКУЭ;

• разработка и внедрение автоматизированной системы коммерческого учета тепловой энергии и теплоносителей (АСКУТЭ) на разработанной и утвержденной в РК законодательной, нормативной, метрологической и технической базе. На основе легитимных измерений и без промежуточного вмешательства человека-оператора АСКУТЭ позволит:

- 1) производить финансовые расчеты между участниками рынка тепловой энергии;
- 2) управлять режимами потребления энергоресурсов;
- 3) определять и прогнозировать все составляющие энергетического баланса: выработка (поставка), отпуск, потери;
- 4) осуществлять финансовые оценки процессов производства, передачи и распределения тепловой энергии;
- 5) контролировать техническое состояние технологических установок потребителей тепловой энергии и их соответствие требованиям нормативно-технических документов;

• разработка и внедрение «Правил учета тепловой энергии и теплоносителей», отвечающих нормируемым техническим характеристикам АСКУТЭ, разрабатываемых и сертифицируемых для источников тепла и потребителей различных типов,

присоединенных к сетям централизованного теплоснабжения мегаполисов;

- разработка и внедрение автоматизированных систем управления технологическими процессами (АСУТП) и цифровых корпоративных телекоммуникационных сетей.

Архитектура автоматизированных систем управления технологическими процессами в системах централизованного теплоснабжения мегаполисов

Специфической характеристикой архитектуры АСУТП в системах централизованного теплоснабжения мегаполисов с комбинированной выработкой тепловой и электрической энергии является масштабная распределенность их технологических объектов, которая предопределяет многоуровневый объектный подход к построению АСУТП. Каждому уровню управления АСУТП соответствует один или несколько технологических объектов управления. Такой подход позволяет строить АСУТП методом постепенного наращивания и интеграции отдельных частных систем.

Распределенная автоматизированная система управления технологическими процессами в теплоснабжающей системе (ТСС) мегаполиса может быть представлена тремя уровнями управления (рис.1).

Верхний уровень управления в АСУТП отождествляется с управляющим центром и представлен следующим рядом функционально-ориентированных систем обработки данных, обслуживающих информационные потребности действующих служб энергетических компаний, совместно реализующих эксплуатацию и развитие всех объектов теплоснабжающей системы мегаполиса;

- система оперативно-диспетчерского управления технологическими и организационными процессами эксплуатации ТСС

- система разработки и реализации сезонных, нормативных и перспективных теплогидравлических режимов ТСС;

- система ведения кадастра теплопроводов, технологического оборудования и решения производственно-технических задач эксплуатации ТСС;

- система коммерческого учета тепла и теплоносителей и ведения финансовых расчетов за тепловую энергию;

- система мониторинга теплообеспеченности потребителей тепла для неоперативного административно-технического персонала энергетических компаний мегаполиса;

- система оперативно-дистанционного мониторинга состояния изоляции предизолированных труб тепловых сетей мегаполиса.

С позиции системо-технической реализации каждой из функциональных систем сопоставлена одна или несколько станций управления (АРМ), являющихся узлами информационных сетей, связывающих функциональные службы энергетической компании.

Средний уровень обеспечивает управление всеми технологическими установками ТСС: водоподготовительные установки ТЭЦ, районные котельные, сетевые насосные станции, контрольно-распределительные и центральные тепловые пункты, индивидуальные тепловые пункты потребителей тепла и представлен станциями управления и контроллерами, связанными промышленной сетью с объектами верхнего и нижнего уровней.

Нижний уровень управления имеет место в среде систем управления каждой из упомянутых технологических установок и объединяет отдельные контроллеры с выносными блоками ввода-вывода и интеллектуальными приборами: датчиками температуры, давления, расхода энергоносителя, тепловой и электрической мощности, тока, напряжения, вибрации, влажности тепловой изоляции теплопроводов, состава дымовых газов и др., а также исполнительными механизмами регуляторов, электроприводами запорной арматуры, насосных агрегатов и прочих механизмов технологической схемы установки.

Программно-аппаратной базой современной промышленной автоматизации являются программно-технические комплексы (ПТК), производители которых обеспечивают непрерывное повышение их интеллектуальности за счет освоения технически эффективных и экономически выгодных решений.

База данных (БД) теплоснабжающей системы должна обеспечивать информационные потребности неоперативного административного, оперативного диспетчерского и технологического персонала при решении всех задач, предусмотренных служебным регламентом для субъектов деятельности и алгоритмами работы для управляющих автоматов. База данных ТСС представлена двумя компонентами: Базой условно постоянных данных, представляющих характеристики всех географически распределенных объектов технологической схемы, и Базой архивированных сигналов, представляющих результаты измерений в реальном времени всех физических величин на объектах нижнего и среднего уровней системы, определяющих текущий теплогидравлический режим ТСС.

Процессы формирования распределенных БД, управления и манипулирования условно постоянными и непрерывно измеряемыми данными реализуются в средах сетевых систем управления базами данных (СУБД), которые становятся неотъемлемой компонентой корпоративных информационных систем энергетических компаний. СУБД верхнего уровня АСУТП ТСС должна обеспечивать реализацию клиент-серверной технологии обработки данных, поддерживать все технологии автоматизации: OPS, ActiveX, ODBC, SQL, ANSI C, VBA, поддерживать технологию SQL-запросов, использовать реляционную модель данных, обеспечивать обработку транзакций, иметь встроенные механизмы архивации и восстановления данных.

Информационные системы для расчета теплогидравлических режимов больших теплоснабжающих систем, действующие в настоящее

время в энергетических комплексах мегаполисов постсоветского пространства (ГИС ZULU 5.0, ИГС «ТеплоГраф», ИГС «ГИД-99w») не могут претендовать на роль программного компонента для верхнего уровня АСУТП, так как не обладают возможностями системной интеграции с программными компонентами АСУТП, работающими в реальном времени с данными, поступающими от аппаратных средств по стандарту OPC-клиент-серверной технологии. Кроме этого, эти системы не обладают новой функциональностью, адекватной возможностям совместной обработки условно-постоянной и измеренной информации, определяющей текущее состояние объектов теплоснабжающей системы и обеспечивающей основной экономический эффект от внедрения АСУТП.

Базовый комплекс Информационно-графической системы ТГИД-05 (Свидетельство о государственной регистрации № 039 от 16.01.2007), разработанный в лаборатории «Информационные технологии в энергетике» КарГТУ, является первой попыткой создания программного комплекса, который будет обладать возможностью интеграции со SCADA-системами, построенными на базе ведущих поставщиков ПТК мирового рынка, программное и аппаратное оборудование которых отвечает стандарту обмена данными OPC (OLE for Process Control) (рис. 1-3).

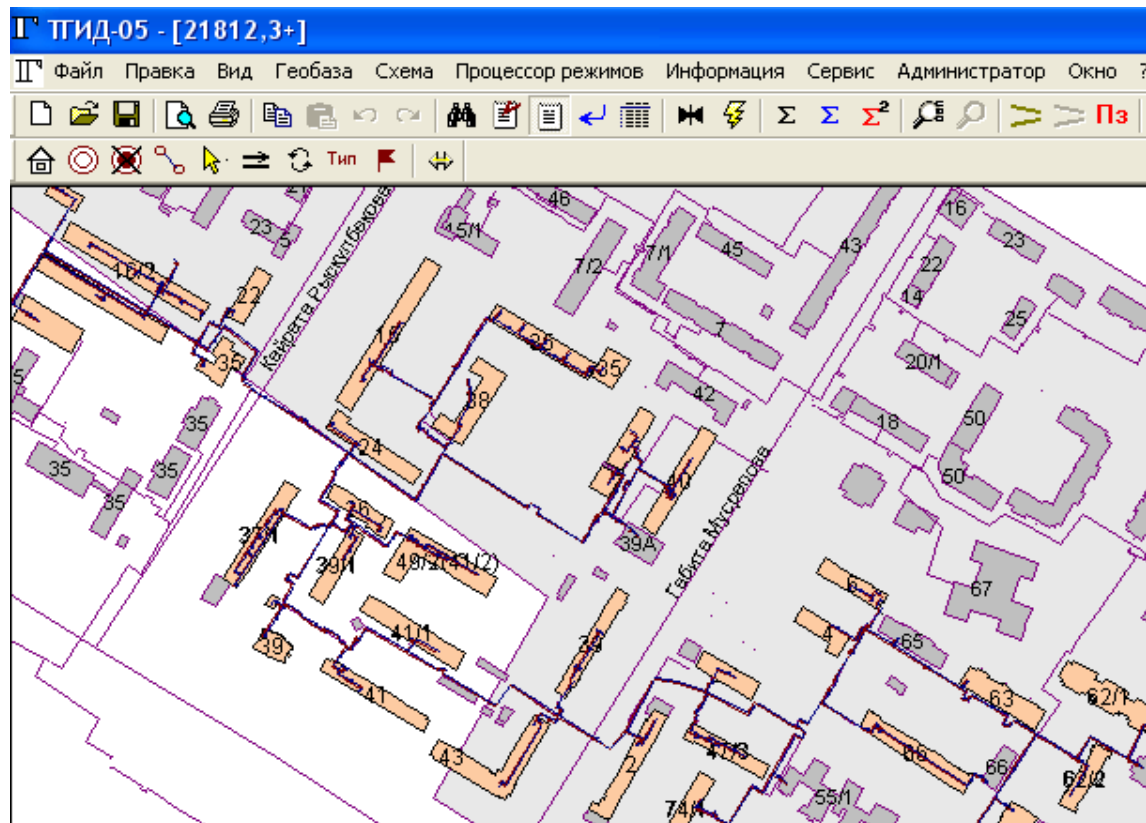


Рис. 1. Объекты системы теплоснабжения мегаполиса на карте города

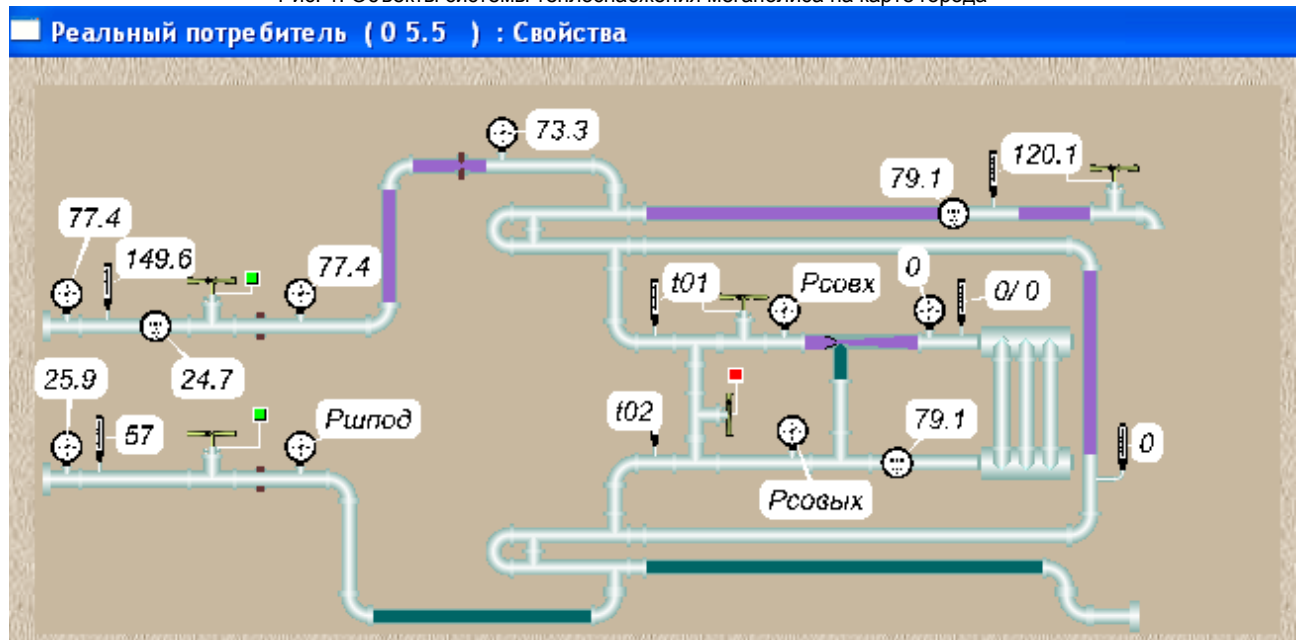


Рис. 2. Анимационная мнемосхема индивидуального теплового пункта



Рис. 3. Температурный график качественного регулирования отопительной нагрузки

СПИСОК ЛИТЕРАТУРЫ

1. Карасев Н.И. Решатель задач имитационного моделирования режимов больших теплоснабжающих систем // Энергетика, телекоммуникации и высшее образование в современных условиях: 3-я Международная научно-практическая конференция. Алматы: АИЭС, 2002. С. 24-28.
2. Карасев Н.И., Крицкий А.Б., Томилова Н.И., Цок Г.Н. Информатизация систем централизованного теплоснабжения в инфраструктуре жизнеобеспечения мегаполисов РК // Материалы Международной научно-практической конференции «Состояние, проблемы и задачи информации в Казахстане». Алматы: КазНТУ им. К.И. Сатпаева, 2004. С. 207-219.
3. Карасев Н.И., Крицкий А.Б., Томилова Н.И., Цок Г.Н. Информатизация систем централизованного теплоснабжения в мегаполисах Казахстана // Матеріалі II Міжнародні науково-практичної конференції «Сучасні наукові дослідження» – 2006. Т. 46. Сучасні – Дніпропетровськ: Наука і освіта, 2006. С. 42-51.

РЕЗЮМЕ

УДК 004:378. В.А. ЭТТЕЛЬ, Л.Г. ЗАРТЕНОВА. **Инновационно-информационная технология обучения как средство повышения профессионализма студентов информационного направления**. Приводятся результаты внедрения инновационных и информационных технологий.

УДК 621.3.083.92. Г.Д. КОГАЙ, А.М. НУРГУЖИНА, Э.Г. КЕСАРЕВА, Г.М. ЯВОРСКАЯ. **Опыт разработки учебных порталов для дистанционного образования**. Рассматривается использование Web-порталов в системе дистанционного образования.

УДК 63.2(2К). М.Ж. СУЛЕЙМЕНОВА, Ш.Ж. МУСИНА. **Методика организации самостоятельной работы студентов**. Рассмотрены вопросы, связанные с организацией самостоятельной работы студентов.

УДК 681.142. Н.А. КАРГИНА, М.А. АНТОНОВ, С.В. БЕЛЯЕВ, В.П. МАЛЫШЕВ. **Программируемые микрокалькуляторы**. О типах программируемых микрокалькуляторов и об их характеристиках.

УДК 622.233:622.235; 622.271. Е.А. САПАКОВ, Д.К. БЕГАХМЕТОВ. **Влияние взрывных нагрузок на элементы карьеров**. Выявлено влияние взрывных нагрузок, оказывающих наибольшее воздействие на устойчивость бортов карьера.

УДК 622.261.22.016.34. Н.О. СМАИЛОВ, В.В. ДЕМИН. **Определение оптимальных параметров технологических схем горно-подготовительных работ с охраной выемочных выработок искусственными породными сооружениями**. Изложен метод определения параметров проведения горно-проходческих работ с охраной выемочных выработок. При определении параметров сначала находится оптимальная технологическая схема, производится расчет рамной крепи и плотности установки, находятся стоимости 1 м и 1 м³ готовой выработки.

УДК 622.33.031. Н.Н. ТУЛЕПОВ. **Обоснование целесообразности создания ресурсосберегающей технологии выемки запасов коксующихся углей Карагандинского угольного бассейна**. О целесообразности и предпосылках для разработки технологических схем и определения их оптимальных параметров, обеспечивающих высокую эффективность отработки маломощных пластов.

УДК 553.3/9. З.А. БЕКМУХАМЕТОВА. **Закономерности размещения и обоснование прогнозных рудных ресурсов хромитов, титаномагнетитов и платиноидов в автохтонных офиолитовых плутонах Кемпирсайского комплекса Мугоджар**. На базе новой рудно-петрологической модели сферического расслоения концентрически-зональных автохтонных плутонов Кемпирсайского комплекса проведена количественная оценка прогнозных ресур-

ЭОЖ 004:378. В.А. ЭТТЕЛЬ, Л.Г. ЗАРТЕНОВА. **Оқытудың инновациялық-ақпараттық технологиясы ақпараттық бағыттағы студенттердің кәсіпкерлігін жоғарылату құралы ретінде**. Инновациялық және ақпараттық технологияларды ендіру нәтижелері келтіріледі.

ЭОЖ 621.3.083.92. Г.Д. КОГАЙ, Ә.М. НҰРГУЖИНА, Э.Г. КЕСАРЕВА, Г.М. ЯВОРСКАЯ. **Аралық білім беру үшін оқу порталдарын әзірлеу тәжірибесі**. Аралық білім беру жүйесінде Web-порталдарды пайдалану қарастырылады.

ЭОЖ 63.2(2К). М.Ж. СУЛЕЙМЕНОВА, Ш.Ж. МУСИНА. **Студенттердің дербес жұмысын ұйымдастыру әдістемесі**. Студенттердің дербес жұмысын ұйымдастырумен байланысты мәселелер қарастырылған.

ЭОЖ 681.142. Н.А. КАРГИНА, М.А. АНТОНОВ, С.В. БЕЛЯЕВ, В.П. МАЛЫШЕВ. **Программаланатын микрокалькуляторлар**. Программаланатын микрокалькуляторлардың типтері және олардың сипаттамалары туралы.

ЭОЖ 681.233:622.235; 622.271. Е.А. САПАКОВ, Д.К. БЕКАХМЕТОВ. **Жарылыс жүктемелерінің карьерлер элементтеріне әсер етуі**. Карьер беткейлерінің орнықтылығына аса үлкен әсер ететін, жарылыс жүктемелерінің әсері айқындалған.

ЭОЖ 622.261.22.016.34. Н.О. СМАЙЛОВ, В.В. ДЕМИН. **Алу қазбаларын жасанды тау жынысы ғимараттарымен қорғау арқылы кен-даярлау жұмыстарының технологиялық сұлбаларының оңтайлы параметрлерін анықтау**. Алу қазбаларын қорғау арқылы кен-үңгілеу жұмыстарын жүргізу параметрлерін анықтау әдісі баяндалған. Параметрлерді анықтау кезінде алдымен оңтайлы технологиялық сұлбасы табылады, рамалық бекітпені және қондырғының тығыздығын есептеу жүргізіледі, 1 м және 1 м³ дайын қазбаның құны табылады.

ЭОЖ 622.33.031. Н.Н. ТӨЛЕПОВ. **Қарағанды көмір бассейнінің кокстелетін көмірлерінің қорларын алудың ресурс сақтаушы технологиясын құрудың мақсатқа сәйкестігін негіздеу**. Технологиялық сұлбаларды әзірлеу және олардың аз қуатты қабаттарды қазымдаудың жоғары тиімділігін қамтамасыз ететін, олардың оңтайлы параметрлерін анықтау үшін мақсатқа сәйкестігі және алғышарттары туралы.

ЭОЖ 553.3/9. З.А. БЕКМУХАМЕТОВА. **Мұғалжардың Кемпірсай кешенінің автохтонды офиолитті плутондарында хромиттердің, титанды магнетиттер мен платиноидтардың болжамдық рудалық ресурстарын негіздеу және олардың орналасу заңдылықтары**. Кемпірсай кешенінің концентрлі-аймақтық автохтонды плутондарының сфералық қабатталуының жаңа рудалы-петрологиялық моделінің базасында хромитті, титанды магнетитті болжамдық ресурстарды және оларға жалға-

UDC 004:378. V.A. ETTTEL, L.G. ZARTENOVA. **Innovation-and-Information Technology of Training as Means of Increasing Information Students' Professionalism**. There are given the results of introducing innovation and information technologies.

UDC 621.3.083.92. G.D. KOGAI, A.M. NURGUZHINA, E.G. KESAREVA, G.M. YAVORSKAYA. **Experience of Working out Training Portals for Distant Education**. There is considered use of Web-portals in the system of distant education.

UDC 63.2(2K). M.Zh. SULEIMENOVA, Sh.Zh. MUSINA. **Methods of Organizing Students' Independent Work**. There has been considered the questions connected with the organizing of students' independent work.

UDC 681.142. N.A. KARGINA, M.A. ANTONOV, S.V. BELYAEV, V.P. MALYSHEV. **Programmable Micro-Calculators**. About the types of micro-calculators and their characteristics.

UDC 622.233:622.235; 622.271. Ye.A. SAPAKOV, D.K. BEGAKHMETOV. **Effect of Explosion Loads on Quarries Elements**. There has been revealed the greatest effect of explosion loads on quarry sides stability.

UDC 622.261.22.016.34. N.O. SMAILOV, V.V. DYOMIN. **Determining Optimal Parameters of Mining Preparatory Operations Technological Schemes with Mining Extraction Workings Protection by Means of Artificial Rock Structures**. There has been given the method of determining parameters of mining driving operations with the protection of extraction workings. In determining parameters an optimal technological scheme is found first of all, then there is carried out the frame support and installation tightness calculation, the cost of 1 m and 1 m³ of the ready working is found.

UDC 622.33.031. N.N. TULEPOV. **Substantiation of Expediency to Form Resource-Saving Technology of Coking Coals Extraction in Karaganda Coal Basin**. About the expediency and preconditions for working out technological schemes and their optimal parameters determining, providing high efficiency of weak seams development.

UDC 553.3/9. Z.A. BEKMUKHAMETOVA. **Laws of Placement and Substantiation of Forecast Ore Chromite, Titan Magnetite and Platinoids Resources in Autochthonic Ophiolitic Plutonium of Kempirsaisky Complex Mugodzhara**. On the base of a new ore petrographic model of spherical stratification of concentric zone autochthonic plutonium of Kempirsaisky complex there has been carried out the quantitative assessment of forecast resources of chromite, titan magnetite and associated platinoids.

сов хромитовых, титаномагнетитовых и сопутствующих им платиноидов.

УДК 622.232.75 В.Ф. ДЕМИН. **Исследование возможности повышения эффективности отработки малоомощных угольных пластов струговыми комплексами.**

Разработано технологическое решение, позволяющее повысить эффективность разработки малоомощных пластов струговыми лавами. Дополнительная верхняя опора для корпуса струга, наклонная плоскость поверхности резания и щель в плоскости забоя позволяют расширить область применения струговой выемки.

УДК 504.064. Г.К. КАБЫЛБЕКОВА. **Оценка определения условий выбросов ТЭЦ в окружающую среду.**

Рассмотрены условия выбросов пылегазообразных отходов ТЭЦ-3, предложены зависимости по определению их интенсивности и даны рекомендации по системе защиты.

УДК 666.92. С.М. ШАРИПОВ. **Использование вторичных ресурсов при производстве полимерминеральных композиций.**

Рассмотрено использование вторичных ресурсов с целью создания добавки (модификаторов) в виде совмещенного продукта (брикетов, порошка) для производства кислотостойких полимерминеральных композиций.

УДК 550.835. Д.Ю. ПАК. **Исследование метрологических характеристик рентгенорадиометрического метода контроля качества угля.**

Рассмотрена возможность определения зольности угля по интегральной интенсивности вторичного излучения, включающего рассеянное гамма-излучение и флуоресцентное излучение кальция. Установлена эффективность фильтрации вторичного излучения для компенсации возмущающего действия переменного содержания оксида кальция на результаты определения зольности. Предложено аналитическое выражение для выбора толщины ослабляющего фильтра и определены условия его оптимальности для контроля качества угля переменного состава.

УДК 621.436. А.А. ЗЕЙНУЛЛИН, А.Г. ЖАКЕНОВ, Г.И. ЖУКОВ. **Комбинированные катализаторы с использованием платины, рения и кобальта.**

Приведены результаты и графики исследования эффективности комбинированного катализатора (Pt, Re, Co) по доокислению продуктов неполного сгорания топлива в зависимости от температуры отработавших газов.

УДК 002.84. Н.С. КЕРЕЕВ, А.Д. КАРИЕВ, А.Г. КАЛИАКПАРОВ. **Эффективная утилизация горючих для нужд внутреннего энергоресурса.**

Рассматриваются особенности сжигания ферросплавных газов в паровых котлах заводской котельной и определяется исходная концепция решения обозначенной проблемы.

УДК 69.034.011. О.Т. ИБРАЕВА, А.З. ИСАГУЛОВ, И.К. ИБРАЕВ. **К вопросу выбора технологии утепления головной части слитка спокойной стали.**

Приведены результаты исследований по подбору эффективной технологии утепления головной части слитка спокойной стали.

УДК 621.9101. Д.Т. ХОДЖИБЕРГЕНОВ, А.К.

сатын платиноидтарды сандық бағалау жүргізілген.

ӨОЖ 622.232.75. В.Ф. ДЕМИН. **Аз қуатты көмір қабаттарын жоңғылау кешендерімен қазымдау тиімділігін жоғарылату мүмкіндігін зерттеу.**

Аз қуатты қабаттарды жоңғылау лаваларымен қазу тиімділігін жоғарылатуға мүмкіндік беретін, технологиялық шешім әзірленген. Жоңғының корпусына арналған қосымша жоғарғы тірек, кесілетін беттің көлбеу жазықтығы және забой жазықтығындағы саңылау жоңғылап алудың қолданылу облысын кеңейтуге мүмкіндік береді.

ӨОЖ 504.064. Г.К. КАБЫЛБЕКОВА. **ЖЭО-ның қоршаған ортаға лақтырыстарының шарттарын анықтауды бағалау.**

ЖЭО-3 шаң-газ тәрізді қалдықтарын лақтыру шарттары қарастырылған, олардың қарқындылығын анықтау бойынша тәуелділіктер ұсынылған және қорғау жүйесі бойынша ұсыныстар берілген.

ӨОЖ 666.92. С.М. ШӘРІПОВ. **Полимер-минералдық композицияларды өндіру кезінде қайталама ресурстарды пайдалану.**

Қышқылға төзімді полимер-минералдық композицияларды өндіру үшін бірлескен өнім (кескешелер, ұнтақ) түрінде қоспа (модификаторлар) жасау мақсатында қайталама ресурстарды пайдалану қарастырылған.

ӨОЖ 550.835. Д.Ю. ПАК. **Көмірдің сапасын бақылаудың рентген-радиометрлік әдісінің метрологиялық сипаттамаларын зерттеу.**

Сейілген гамма-сәуле шығару және кальцийдің флуоресценттік сәуле шығаруы кіретін, екінші реттік сәуле шығарудың интегралдық қарқындылығы бойынша көмірдің күлділігін анықтау мүмкіндігі қарастырылған. Кальций оксидінің айналымы құрамының күлділікті анықтау нәтижелеріне ұйытқушы әрекетінің орнын толтыру үшін екінші реттік сәуле шығаруды сүзгілеу тиімділігі анықталған. Әлсіретуші сүзгінің қалыңдығын таңдау үшін аналитикалық өрнек ұсынылған және айналымы құрамды көмірдің сапасын бақылау үшін оның оңтайлылығы шарттары анықталған.

ӨОЖ 621.436. А.А. ЗЕЙНУЛЛИН, А.Г. ЖӘКЕНОВ, Г.И. ЖУКОВ. **Платинаны, ренийді және кобальтты пайдаланатын аралас катализаторлар.**

Пайдаланылған газдардың температурасына байланысты отынның толық жанбайтын өнімдерін қосымша тотықтыру бойынша аралас катализатордың (Pt, Re, Co) тиімділігін зерттеу нәтижелері мен графиктері келтірілген.

ӨОЖ 002.84. Н.С. КЕРЕЕВ, А.Д. КАРИЕВ, А.Г. КАЛИАКПАРОВ. **Ішкі энергия ресурсының қажеттіліктері үшін жанар-жағар майларды тиімді пайдаға асыру.**

Заводтық қазандықтың бу қазандықтарында феррокорытпалы газдарды жағудың ерекшеліктері қарастырылады және белгілі проблеманы шешудің алғашқы тұжырымдамасы анықталады.

ӨОЖ 69.034.011. О.Т. ИБРАЕВА, А.З. ИСАГУЛОВ, И.К. ИБРАЕВ. **Тынық болат құймасының бас бөлігін жылыту технологиясын таңдау мәселесіне.**

Тыныш болат құймасының бас бөлігін жылытудың тиімді технологиясын таңдау бойынша зерттеу нәтижелері келтірілген.

УДК 621.9101. Д.Т. ҚОЖАБЕРГЕНОВ, А.К. ЖҮ-

UDC 622.232.75. V.F. DYOMIN. **Studying Possibility to Increase Efficiency of Weak Coal Seams Development by Plough Complex.**

There has been worked out a technological decision permitting to increase the efficiency of weak seams developing by plough lavas. An additional upper support for the plough body, the inclined cutting surface and a slot in the face plane will permit to widen the field of the plough extraction usage.

UDC 504.064. G.K. KABYLBEKOVA. **Estimation of Determining Conditions of Heat-and-Power Station Effluents into Environment.**

There have been considered the conditions of dust-and-gas effluents of HPS-3, offered dependences to determine their intensity and given recommendations for a protection system.

UDC 666.92. S.M. SHARIPOV. **Using By-Resources in Polymer-Mineral Compositions.**

There has been considered the use of by-resources with the aim to make modifiers in the form of combined product (briquette, powder) for the production of acid-proof polymer-mineral compositions.

UDC 550.835. D. Yu. PAK. **Studying Metrological Characteristics of X-Ray Radiometric Method of Coal Quality Control.**

There is considered the possibility to determine coal ash-content by the integral intensity of the secondary radiation including scattered gamma-radiation and fluorescent radiation of calcium. There has been determined the efficiency of the secondary radiation filtration to compensate the exciting action of the variable content of calcium oxide on the results of ash-content determining. There is offered an analytical expression for choosing the thickness of the weakening filter and are defined the conditions of its optimality for variable composition coal quality control.

UDC 621.436. A.A. ZEINULLIN, A.G. ZHAKENOV, G.I. ZHUKOV. **Combined Catalysts Using Platinum, Rhenium and Cobalt.**

There have been given the results and graphs of studying the efficiency of combined catalyst (Pt, Re, Co) in re-oxidation of the products of incomplete fuel burning depending on the exhaust gases temperature.

UDC 002.84. N.S. KEREEV, A.D. KARIYEV, A.G. KALIAPAROV. **Efficient Utilization of Fuels for Inner Utilities Demands.**

There are considered peculiarities of burning ferrous alloy gas in steam boilers of the plant boiler house and determined the starting conception of this problem solving.

UDC 69.034.011. O.T. IBRAYEVA, A.Z. ISAGULOV, I.K. BRAYEV. **To Problem of Choosing Technology of Calm Steel Ingot Head Part Warmth-Keeping.**

There have been given the results of the studies to choose the efficient technology of calm steel ingot head part warmth-keeping.

UDC 621.9101. D.T. KHODZHIBERGENOV, A.K.

ЖУСИПБЕКОВ. Особенности износа ротационного инструмента.

Представлены результаты сравнительных исследований ротационного резания по первой прямой схеме. Выявлено отсутствие износа по передней поверхности и увеличение зоны установившегося износа более чем в десять раз.

УДК 661.771.07. А.Б. НАЙЗАБЕКОВ, К.А. НОГАЕВ. Расчет ковочных прессов в условиях эксцентрических нагружений, возникающих при поперечном сдвиге заготовок.

Проведен расчет колонн гидравлического пресса в условиях эксцентрических нагружений. Составлена расчетная схема при работе пресса инструментом, реализующим поперечный сдвиг. Получены зависимости для расчета колонн пресса с учетом всех сил, возникающих при деформировании заготовки данным инструментом. Полученные зависимости позволяют более точно учитывать влияние горизонтальных сил, характерных для работы оборудования в условиях эксцентрических нагружений.

УДК 669.168. Н.П. ГОЛОВАЧЕВ, А.М. ТОЛЫМ-БЕКОВ, М. Ж. ТОЛЫМБЕКОВ, Т.Д. ТАКЕНОВ, О.Е. ПРИВАЛОВ. Освоение технологии производства высокоуглеродистого феррохрома с 1-2 % кремния.

При испытаниях по выплавке кремнистого феррохрома одновременно были проведены исследования по получению такого феррохрома посредством введения ферросиликохрома фракции 0-30 мм в ковш во время выпуска высокоуглеродистого феррохрома. В результате метода смещения твердого ферросиликохрома с жидким низкокремнистым высокоуглеродистым феррохромом в ковше был получен феррохром с содержанием 1-2 % кремния.

УДК 621.744.3+669.018. А.З. ИСАГУЛОВ, В.Ю. КУЛИКОВ, Ю.Н. КАЧАНОВА. Определение напряжения ползучести и релаксации дисперсных смесей.

Рассматривается напряженно-деформированное состояние песчано-смоляной смеси под статической нагрузкой как упруговязкопластичной среды. Определены формулы напряженно-деформированного состояния песчано-смоляной смеси в общем виде, при релаксации, ползучести.

УДК 004.942:621.791.75. О.В. РЕЙТАРОВ. Автоматизированный расчет объемных температурных полей, упругопластических напряжений и деформаций, возникающих при электродуговой сварке в элементах крановых металлоконструкций.

Рассматривается распределенный способ приложения тепла второго рода к конечно-элементной сетке объемной модели сварной пластины. Такой способ позволяет найти более точное распределение температуры, напряжений и деформаций в металлоконструкции по сравнению с линейным способом приложения тепла.

УДК 624.137.4(088.8). А.А. ГАНИЮКОВ. Расчет на прочность фрезерного рабочего органа землеройной машины, работающей в глинистом растворе.

Рассматриваются вопросы напряженно-деформированного и прочностного расчета цилиндрических фрез землеройных машин, работающих под давлением глинистого раствора. Получены зависимости напряжений, возникающих во фрезе, с учетом инерционных нагрузок и давления глинистого раствора. Создана методика прочностного расчета на стадии изготовления фрез.

СІПБЕКОВ. Ротаційний інструмент. Особливості зносу ексцентричного інструмента.

Бірінші тузу сұлба бойынша ротациялық кесудің салыстырмалы зерттеулерінің нәтижелері ұсынылған. Алдыңғы бет бойынша тозудың жоқтығы және қалыптасқан тозу аймағының он еседен артық ұлғаюы айқындалған.

ЭОЖ 661.771.07. А.Б. НАЙЗАБЕКОВ, К.А. НОГАЕВ. Дайындамалардың көлденең ығысуы кезінде пайда болатын, эксцентрілік жүктелу жағдайларында соқпалы баспақтарды есептеу.

Эксцентрілік жүктелу жағдайларында гидравликалық баспақ бағаналарын есептеу жүргізілген. Баспақтың көлденең ығысуды іске асыратын құрал-сайманмен жұмыс істеуі кезіндегі есептік сұлбасы құрастырылған. Дайындаманы берілген құрал-сайманмен деформациялау кезінде пайда болатын барлық күштерді есепке алғанда, баспақ бағаналарын есептеу үшін тәуелділік алынған. Алынған тәуелділіктер жабдықтардың эксцентрілік жүктелу жағдайларында жұмыс істеуіне тән, көлденең күштердің әсерін аса дәл есепке алуға мүмкіндік береді.

ЭОЖ 669.168. Н.П. ГОЛОВАЧЕВ, А.М. ТОЛЫМ-БЕКОВ, М.Ж. ТОЛЫМБЕКОВ, Т.Д. ТАКЕНОВ, О.Е. ПРИВАЛОВ. 1-2% кремний бар жоғары көміртегілі феррохромды өндіру технологиясын меңгеру.

Кремнийлі феррохромды балқытып қаптастыру бойынша сынау жүргізу кезінде бір мезгілде жоғары көміртегілі феррохромды шығару уақытында 0-30 мм фракциялы ферросиликохромды енгізу арқылы осындай феррохромды алу бойынша зерттеулер жүргізілді. Қатты ферросиликохромды сұйық төмен кремнийлі жоғары көміртегілі феррохромен араластыру әдісінің нәтижесінде құрамында 1-2% кремний бар феррохром алынды.

ЭОЖ 621.744.3+669.018. А.З. ИСАГУЛОВ, В.Ю. КУЛИКОВ, Ю.Н. КАЧАНОВА. Дисперсті қоспалардың сырғымалығы кернеуін және релаксациясын анықтау.

Серпімді-тұтқыр орта ретінде статикалық жүктеме астындағы құмды-шайырлы қоспаның кернеулі-деформацияланған күйі қарастырылады. Жалпы түрдегі, релаксация, сырғымалылық кезіндегі құмды-шайырлы қоспаның кернеулі-деформацияланған күйінің формулалары анықталған.

ЭОЖ 004.942:621.791.75. О.В. РЕЙТАРОВ. Көлемді температуралық өрістерді, кранды металл конструкциялары элементтерінде электр доғалық дәнекерлеу кезінде пайда болатын серпімді-икемді кернеулерді және деформацияларды автоматтандырылған есептеу.

Дәнекерлік қатпардың көлемді моделінің шеткі-элементтік торына екінші текті жылуды қосудың үлестірілген тәсілі қарастырылады. Мұндай тәсіл жылуды қосудың сызықтық тәсілімен салыстырғанда металл конструкциядағы температураның, кернеулер мен деформациялардың аса дәл үлестірілуін табуға мүмкіндік береді.

ЭОЖ 624.137.4(088.8). А.А. ГАНИЮКОВ. Балшықты ерітіндіде жұмыс істейтін жер қазу машинасының жонғылдық жұмыс органын беріктікке есептеу.

Балшықты ерітіндінің қысымымен жұмыс істейтін, жер қазу машиналарының цилиндрлік жонғыштарын кернеулі-деформацияланған және беріктікті есептеу мәселелері қарастырылады. Инерциялық жүктемелерді және балшықты ерітінді қысымын есепке алғанда, жонғышта пайда болатын кернеулер тәуелділіктері алынған. Жонғыштарды жасау сатысында беріктікті есептеу әдістемесі құрылған.

ZHUSIPBEKOV. Peculiarities of Rotational Instrument Wear.

There have been shown the results of comparative studies of rotational cutting according to the first straight scheme. There has been revealed wear absence on the front surface and more than 10 times increasing the fixed wear zone.

UDC 661.771.07. A.B. NAIZABEKOV, K.A. NOGAYEV. Calculating Forging Presses in Conditions of Eccentric Loads Arising at Billet Transverse Displacement.

There has been carried out the calculation of the hydraulic press columns in the conditions of eccentric loads. There has been built a calculating scheme at the press operating by an instrument, realizing transverse displacement. There have been obtained dependences for the press columns taking into account all the forces arising at deforming the billet with the given instrument. The dependences obtained permit more accurately to take into account the effect of horizontal forces characteristic for the equipment operation in the conditions of eccentric loads.

UDC 669.168. N.P. GOLOVACHYOV, A.M. TOLYMBEKOV, M.Zh. TOLYMBEKOV, T.D. TAKENOV, O.Ye. PRIVALOV. Mastering Technology of High-Carbon Ferrochrome Production with 1-2% of Silicon.

In testing silicon ferrochrome smelting there has been at the same time tested the obtaining of such ferrochrome by means of introducing ferrosilicochrome of 0-30 fraction into the ladle during the high-carbon output. In the result of mixing solid ferrosilicochrome with liquid low-silicon high-carbon ferrochrome in the ladle there has been obtained ferrochrome with 1-2% of silicon content.

UDC 621.744.3+669.018. A.Z. ISAGULOV, V.Yu. KULIKOV, Yu.N. KACHANOVA. Determining Creeping Tension and Relaxation of Disperse Mixtures.

There is considered stressed-and-strained state of sand-and-resin mixture under the static load as an elastic-and-plastic medium. There are determined the formulae of stressed-and-strained state of sand-and-resin mixture in general, in relaxation, in creeping.

UDC 004.942:621.791.75. O.V. REITAROV. Automated Calculation of Volume Temperature Fields, Elastic-and-Plastic Stresses and Strains Arising in Electric Arc Welding in Elements of Crane Metal Structures.

There is considered a distributed method of applying the second type heat to the finite element network of a volume model of welded plate. Such a method permits to find more accurate temperature, stress and strain distribution in a metal structure as compared to the linear heat application.

UDC 624.137.4(088.8). A.A. GANYUKOV. Strength Calculating of Milling Working Tool of Earth-Moving Machine Working in Clay Solution.

There are considered the questions of stressed-and-strained and strength calculation of cylinder milling cutters of earth-moving machines working under the pressure of clay solution. There have been obtained the dependences of stresses arising in the cutter taking into account inertia loads and clay solution pressure. There is formed a method of strength calculation at the stage of cutter manufacturing.

УДК 624.131.533. А.С. КАДЫРОВ, З.А. МУЛДАГАЛИЕВ, Е.С. БЕСТЕМБЕК. **Определение сил сопротивления разрушению грунта при фрезеровании.**

Предлагается методика определения сил, действующих на фрезу при резании грунта.

УДК 539.3.01. Ж.Б. БАКИРОВ, П.М. ЖАНГЕЛДИНА. **Напряженное состояние диска при действии контурных нагрузок.**

Рассматривается кольцевая пластина с жестко защемлённым внутренним и свободным наружным контуром под действием произвольных контурных нагрузок в её плоскости. Внешние нагрузки разложены в ряд Фурье, и для каждой гармоники ($n=0$, $n=1$, $n \geq 2$) решением плоской задачи теории упругости при смешанных граничных условиях найдены точные выражения для напряжений.

УДК 621.879.064. А.С. НУРМАГАНБЕТОВ. **Разработка фрезерных рыхлителей.**

Рассмотрены конструкция фрезерного рыхлителя, а также зависимости нагружения фрезерного рабочего органа.

УДК 621.879.064. Р.Р. ХАЙБУЛЛИН. **Особенности резания грунтов рабочими органами землеройных машин вращательного действия.**

Рассмотрены физические картины взаимодействия с грунтом различных исполнительных органов землеройных машин вращательного действия. Установлены различия в нагружении в зависимости от рабочей среды.

УДК 621. А.Ш. БОЖЕНОВ. **Применение нового метода к расчету рамы.**

На основе общей формулы нового метода, основанного на разделе «Линии влияния усилий в системах» строительной механики, предлагается разработанная методика расчета статически неопределимых рам. Применение ее иллюстрируется на примере расчета Г-образной рамы с защемленной и шарнирно-неподвижной опорами. Изложенная методика пригодна для расчета как статически неопределимых, так и для статически определимых рам.

УДК 625.014.01. А.К. КАЖИГУЛОВ. **К вопросу повышения силы тяги локомотивов.**

Рассмотрены методы повышения силы тяги локомотивов. По результатам многочисленных экспериментальных и производственных испытаний предлагается способ повышения коэффициента сцепления колеса с рельсом.

УДК 338.31:622.272. Ю.П. ХАРЬКОВСКИЙ, В.М. ХАРЬКОВСКАЯ. **Экономические аспекты разработки твердых полезных ископаемых методом скважинной гидродобычи.**

Представлены сведения о нетрадиционном методе добычи твердых полезных ископаемых – метод скважинной гидродобычи (СГД), показаны преимущества данного метода перед обычными методами добычи (шахтами, разрезами). Более подробно в статье представлены экономические аспекты метода СГД, дан анализ структуры капитальных вложений, производительности труда и себестоимости добычи при СГД. Кроме того, даны рекомендации о исполнении метода СГД для отработки перспективных угольных месторождений Республики Казахстан.

УДК 656.222.3. К.С. ТАЛАСПЕКОВ, Б.Б. ЖАРДЕМОВ. **Дифференциация оценок для оптимизации сроков реконструкции железнодорожных участков.**

ЭОЖ 624.131.533. А.С. КАДЫРОВ, З.А. МОЛДАГАЛИЕВ, Е.С. БЕСТЕМБЕК. **Топырақтың жонғылаумен бұзылуына кедергі күштерді анықтау.**

Топырақты кесу кезінде жонғышқа әсер ететін күштерді анықтау әдістемесі ұсынылады.

ЭОЖ 539.3.01. Ж.Б. БӘКІРОВ, П.М. ЖАНГЕЛДИНА. **Контурлық жүктемелер әрекет еткендегі дискінің кернеулі күйі.**

Оның жазықтығында ерікті контурлық жүктемелер әрекет еткенде қатты қысылған ішкі және еркін сыртқы контуры бар сақиналы қатпар қарастырылады. Сыртқы жүктемелер Фурье қатарына қойылған, және әрбір гармоника үшін ($n=0$, $n=1$, $n \geq 2$) араласқан шекаралық жағдайлар кезінде серпімділік теориясының жазық есебінің шешімімен кернеулер үшін дәл өрнектер табылған.

ЭОЖ 621.879.064. А.С. НУРМАГАНБЕТОВ. **Жонғылық қолсытқыштарды әзірлеу.**

Жонғылық қолсытқыш конструкциясы, сондай-ақ жонғылық жұмыс органы жүктелуінің тәуелділіктері қарастырылған.

ЭОЖ 621.879.064. Р.Р. ХАЙБУЛЛИН. **Топырақты айналмалы әрекетті жер қазатын машиналармен кесудің ерекшеліктері.**

Айналмалы әрекетті жер қазатын машиналардың әр түрлі атқару органдарының топырақпен өзара әрекеттесуінің физикалық картиналары қарастырылған. Жұмыс ортасына байланысты жүктелудегі айырмашылықтар анықталған.

ЭОЖ 621. А.Ш. БОЖЕНОВ. **Раманы есептеуге жаңа әдісті қолдану.**

Құрылыс механикасының «Жүйелердегі күштердің әсер ету сызықтары» бөлімінде негізделген, жаңа әдістің жалпы формуласы негізінде, статикалық анықталмайтын рамаларды есептеудің әзірленген әдістемесі ұсынылады. Оның қолданылуы қысылған және топсалықозғалмайтын тіректері бар Г-тәрізді раманы есептеу мысалында иллюстрацияланады. Баяндалған әдістеме статикалық анықталмайтын да, статикалық анықталатын да рамаларды есептеу үшін жарамды.

ЭОЖ 625.014.01. А.К. ҚАЗЫҒҰЛОВ. **Локомотивтердің тартым күшін жоғарылату мәселесіне.**

Локомотивтердің тартым күшін арттыру әдістері қарастырылған. Көптеген эксперименттік және өндірістік сынаулар нәтижелері бойынша доңғалақтың рельспен ілінісу коэффициентін жоғарылату тәсілі ұсынылады.

ЭОЖ 338.31:622.272. Ю.П. ХАРЬКОВСКИЙ, В.М. ХАРЬКОВСКАЯ. **Қатты пайдалы қазбаларды ұңғымалық гидроөндірілім әдісімен қазудың экономикалық аспектілері.**

Қатты пайдалы қазбаларды өндірудің дәстүрлі емес әдісі туралы мәліметтер – ұңғымалық гидроөндірілім (ҰҒӨ) әдісі ұсынылған, берілген әдістің кәдімгі өндіру әдістерінің (шахталардың, кеніштердің) алдындағы артықшылықтары көрсетілген. Мақалада ҰҒӨ әдісінің экономикалық аспектілері аса толық ұсынылған, күрделі салымдардың құрылымын, еңбек өнімділігін және ҰҒӨ кезінде өндірілімнің өзіндік құнын талдау берілген. Бұдан басқа, Қазақстан Республикасының перспективалы көмір кен орындарын қазымдау үшін ҰҒӨ әдісінің орындалуы туралы ұсыныстар берілген.

ЭОЖ 656.222.3. К.С. ТАЛАСПЕКОВ, Б.Б. ЖАРДЕМОВ. **Темір жол учаскелерін қайта салу мерзімдерін оңтайландыру үшін бағаларды дифференциациялау.**

Дифференциалдық бағалар әдісін толық

UDC 624.131.533. A.S. KADYROV, Z.A. MULDA-GALIYEV, Ye.S. BESTEMBEK. **Determining Resistance to Ground Failure by Cutting.**

There is offered a method to determine the forces acting in the cutter in ground cutting.

UDC 539.3.01. Zh.B. BAKIROV, P.M. ZHANGEL-DINA. **Stressed State of Disc under Contour Loads.**

There is considered a ring plate with rigidly pinched inside and free outside contour under arbitrary contour loads in its plane. Outside loads are located in the Fourier row and for each of harmonics ($n=0$, $n=1$, $n \geq 2$) the solution of the plane problem of elasticity theory at mixed boundary conditions there have been found accurate expressions for stresses.

UDC 621.879.064. A.S. NURMAGANBETOV. **Working out Cutting Ploughs.**

There are considered constructions of cutting plough and dependences of cutting working tool loads.

UDC 621.879.064. R.R. KHAIBULLIN. **Peculiarities of Cutting Grounds by Working Tools of Rotary Plough Machines.**

There are considered physical pictures of interaction between grounds and different actuators of rotary plough machines. There have been determined differences in loads depending on the working environment.

UDC 621. A.Sh. BOZHENOV. **Applying New Method to Calculate Frames.**

On the basis of the general formula of the new method based on the paragraph "Lines of efforts effect in systems" of structural mechanics there is offered a worked out method to calculate a statically undeterminable frames. Its application is illustrated on the example of G-frame calculation with a pinched and a hinge-fixed supports. The method offered can be used for calculating both statistically undeterminable and determinable frames.

UDC 625.014.01. A.K. KAZHIGULOV. **To Problem of Locomotive Traction Increasing.**

There have been considered methods of locomotive traction increase. By the results of numerous experimental and industrial tests there has been offered a method to increase the coefficient of a wheel and a rail grip.

UDC 338.31:622.272. Yu.P. KHARKOVSKY, V.M. KHARKOVSKAYA. **Economical Aspects of Developing Mineral Resources by Method of Bore-Hole Hydro-Extraction.**

There are given information about a non-traditional method of solid mineral resources extraction, i.e. a method of bore-hole extraction (BHE), the advantages of this method compared with usual methods (mines, quarries). In the article there are presented in details the economical aspects of BHE, the analysis of capital investments structure, labor productivity and BHE cost. Besides, there are given recommendations to use BHE method for developing prospective coal deposits of the Republic of Kazakhstan.

UDC 656.222.3. K.S. TALASPEKOV, B.B. ZHARDEMOV. **Differentiation of Estimates for Railway Section reconstruction Terms Optimization.**

There is given a complete theoretical

Приводится полное теоретическое обоснование метода дифференциальных оценок. Дается описание алгоритма этого метода, основные принципиальные идеи которого сформулированы в работе.

УДК 378.012.004.12. Г.С. ЖЕТЕСОВА, Ж.Т. САРТАБАЕВ. **Процессный подход к управлению качеством.**

Рассмотрена методика внедрения требований международных стандартов серии MS ISO 9000:2000 к системам качества для всех категорий продукции.

УДК 681.5:622. Л.А. АВДЕЕВ, С.А. БРАТЦЕВ. **Технологическая сигнализация и защита в автоматизированных системах контроля и управления электротехнических комплексов угольных шахт.**

Приводится определение технологической защиты электротехнических комплексов. Разработана структурная схема технологической защиты и предлагается алгоритм построения технологической защиты системы.

УДК 62.83:621.313. М.А. МУСТАФИН. **Расчет энергетических характеристик электроприводов центробежных механизмов в динамических режимах.**

Предлагается методика и программные средства для расчета энергетических показателей электропривода центробежных механизмов в динамических режимах работы.

УДК 621.34:62.505:669.046.4. И.В. БРЕЙДО, Г.А. СИВЯКОВА. **Параметрическая оптимизация регуляторов натяжения электроприводов башенных печей агрегата непрерывного отжига.**

Рассматривается параметрическая оптимизация регулятора натяжения электроприводов башенной печи с целью адаптации к изменяющимся свойствам полосы при ее обработке в агрегате непрерывного отжига.

УДК 681.51. Г.З. КАЗИЕВ, Д.З. ДЖУРУНТАЕВ. **Способы повышения устойчивости явных методов анализа схем.**

Получены условия устойчивости вычислительных процессов при использовании явных методов порядка g и формулы для определения области устойчивости алгоритмов двух- и трехшаговой серии.

УДК 550.835. Ю.Н. ПАК, В.С. ПОРТНОВ, Д.Ю. ПАК. **К методике выбора оптимальных параметров аппаратуры при рентгенорадиометрическом анализе углей.**

Показана возможность оптимизации аппаратных параметров рентгенорадиометрического анализа путем минимизации относительной статистической погрешности, выраженной в долях содержания определяемого элемента. Экспериментальным путем установлен инверсионный характер величины погрешности анализа угля на кальций в зависимости от ширины энергетического окна в области рентгеновской флуоресценции кальция.

УДК 681.323:697.34. Н.И. КАРАСЬЕВ, А.Б. КРИЦКИЙ, Н.И. ТОМИЛОВА, Н.Г. ЦОК. **Концепция реализации программы энергосбережения в теплоснабжающих системах мегаполисов Казахстана.**

Рассматриваются состояние и нормативно-правовые условия энергосбережения на современном этапе развития экономики в структуре потребителей теплотехники мегаполисов Казахстана, обозначены первоочередные задачи программы

теориялық негіздеу келтіріледі. Жұмыста негізгі принциптік идеялары тұжырымдалған, осы әдіс алгоритмінің сипаттамасы берілген.

ӨЖ 378.012.004.12. Г.С. ЖЕТЕСОВА, Ж.Т. САРТАБАЕВ. **Сапаны басқаруға процестік амал.**

МС ISO 9000:2000 ХС сериялы халықаралық стандарттардың өнімнің барлық категориялары үшін сапа жүйелеріне қоятын талаптарын ендіру әдістемесі қарастырылған.

ӨЖ 681.5:622. Л.А. АВДЕЕВ, С.А. БРАТЦЕВ. **Көмір шахталарының электртехникалық кешендерін бақылау және басқарудың автоматтандырылған жүйелеріндегі технологиялық сигнализация және қорғау.**

Электр техникалық кешендердің технологиялық қорғалуын анықтау жүргізіледі. Технологиялық қорғаудың құрылымдық сұлбасы әзірленген және жүйенің технологиялық қорғалуын салу алгоритмі ұсынылады.

ӨЖ 62.83:621.313. М.А. МҰСТАФИН. **Динамикалық режимдердегі центрден тепкіш механизмдердің электр жетектерінің энергетикалық сипаттамаларын есептеу.**

Динамикалық жұмыс режимдеріндегі центрден тепкіш механизмдердің электр жетегінің энергетикалық көрсеткіштерін есептеуге арналған әдістеме және программалық құралдар ұсынылады.

ӨЖ 621.34:62.505:669.046.4. И.В. БРЕЙДО, Г.А. СИВЯКОВА. **Үздіксіз босандату агрегатының мұнаралық пештерінің электр жетектерінің тартылуын реттегіштерді параметрлік оңтайландыру.**

Мұнаралық пешті үздіксіз босандату агрегатында өңдеу кезінде жолақтың өзгеретін қасиеттеріне бейімделу мақсатымен мұнаралық пештің электр жетектерінің тартылуын реттегішті параметрлік оңтайландыру қарастырылады.

ӨЖ 681.51. Г.З. КАЗИЕВ, Д.З. ЖОРЫНТАЕВ. **Сұлбаларды талдаудың анық әдістерінің тұрақтылығын жоғарылату тәсілдері.**

ретті анық әдістерді пайдалану кезінде есептеу процестерінің тұрақтылығы шарттары мен екі және үш қадамдық сериялы алгоритмдердің тұрақтылығы облысын анықтау үшін формулалар алынған.

ӨЖ 550.835. Ю.Н. ПАК, В.С. ПОРТНОВ, Д.Ю. ПАК. **Көмірді рентген-радиометрлік талдау кезінде аппаратураның оңтайлы параметрлерін таңдау әдістемесіне.**

Анықталатын элементтің құрамы үлестерімен берілген, салыстырмалы статистикалық қателікті минимумдандыру жолымен рентген-радиометрлік талдаудың аппаратуралық параметрлерін оңтайландыру мүмкіндігі көрсетілген. Кальцийдің рентгендік флуоресценциясы облысында энергетикалық терезенің еніне байланысты көмірдің қателігі шамасының кальцийге инверсиялық сипаты эксперимент жолымен анықталған.

ӨЖ 681.323:697.34. Н.И. КАРАСЬЕВ, А.Б. КРИЦКИЙ, Н.И. ТОМИЛОВА, Н.Г. ЦОК. **Қазақстан мегаполистерінің жылумен қамту жүйелерінде энергияны сақтау бағдарламасын іске асыру тұжырымдамасы**

Қазақстан мегаполистерінің жылу энергиясын тұтынушылар құрылымында экономиканың қазіргі даму кезеңінде энергияны сақтаудың жағдайы және нормативтік-құқықтық шарттары қарастырылады, жылумен қамту жүйелерінің өндірістік және ақпараттық-технологиялық сфераларындағы энергияны сақтау

substantiation of differential estimates method. There is given the algorithm of this method, the principal ideas of which are formulated in the work.

UDC 378.012.004.12. G.S. ZHETESOVA, Zh.T. SARTABAYEV. **Process Approach to Quality Management.**

There are considered methods of introducing the requirements of international standards of MS ISO 9000:2000 series to the quality systems for all the products categories.

UDC 681.5:622. L.A. AVDEYEV, S.A. BRATSEV. **Technological Signalization and Protection in Automated Control Systems of Electrical Engineering Complexes in Coal Mines.**

There is given a determination of technological protection of electrical engineering complexes. There has been worked out a structural scheme of technological protection and offered an algorithm of the system technological protection building.

UDC 62.83:621.313. M.A. MUSTAFIN. **Calculating Power Characteristics of Centrifugal Mechanisms Electric Drives in Dynamic Regimes.**

There is offered a method and software for calculating power characteristics of centrifugal mechanisms electric drives in dynamic regimes of operation.

UDC 621.34:62.505:669.046.4. I.V. BREIDO, G.A. SIVYAKOVA. **Parametrical Optimization of Tension Regulator of Tower Furnace Electric Drive in Continuous Annealing Plant.**

There are considered parametrical optimizing the tension regulator of the tower furnace electric drive with the aim of adaptation to the strip changing properties during its processing in the continuous annealing plant.

UDC 681.51. G.Z. KAZIYEV, D.Z. DZHURUNTAYEV. **Ways of Increasing Stability of Scheme Analysis Explicit Methods.**

There have been obtained the conditions of calculating processes using explicit methods of r -order and formulae for determining the realms of the stability of two- and three-step series algorithms.

UDC 550.835. Yu.N. PAK, V.S. PORTNOV, D.Yu. PAK. **To Methods of Choosing Equipment optimal Parameters in x-ray Radiometrical analysis of Coals.**

There is shown the possibility to optimize the hardware parameters of x-ray radiometrical analysis by means of minimizing the relative statistical error expressed in the defined element content units. Experimentally there was stated the inverse character of the error value in the coal analysis on calcium depending on the energy window width in the area of x-ray fluorescence of calcium.

UDC 681.323:697.34. N.I. KARASYOV, A.B. KRITSKY, N.I. TOMILOVA, N.G. TSOK. **Concept of Power-Saving Program Realization in Heat-Providing Systems of Kazakhstan Megapolises.**

There is considered the state and normative and legal conditions of power saving at the modern stage of economy development in the structure of heat power consumers in Kazakhstan megapolises, defined the urgent tasks of the power-saving program in the industrial and information-and-technology spheres of heat-

Раздел «Энергетика. Автоматика. Управление»

энергосбережения в производственной и информационно-технологической сферах теплоснабжающих систем, приведена архитектура АСУТП в системах централизованного теплоснабжения мегаполисов.

бағдарламасының бірінші кезектегі міндеттері белгіленген, мегаполистерді орталықтандырылған жылумен қамту жүйелеріндегі ТПАБЖ саулеті келтірілген.

providing systems, shown the architecture of ACSTP in the systems of centralized heat-providing of megapolises.

Правила оформления и представления статей

Статья представляется в редакционно-издательский отдел в двух экземплярах. Прилагаются дискета с файлами, направление организации. Приводится аннотация на русском языке, 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 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.

УНИВЕРСИТЕТ ЕҢБЕКТЕРІ ТРУДЫ УНИВЕРСИТЕТА
2007. №1. 104 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

Аудармашылар — Переводчики

А.С. Қордабаева, Н.М. Драк

Компьютерлік ажарлау және беттеу — Компьютерный дизайн и верстка

М.М. Утебаев

Басуға қол қойылды	29.03.2007	Подписано в печать
Пішімі	60×84/8	Формат
Көлемі, б.т.	16,3	Объем, п.л.
Таралымы	500	Тираж
Тапсырыс	3528	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

